



WIADOMOŚCI TECHNICZNE UZBROJENIA

LIPIEC — 1933 R. [NR 2-1]

TREŚĆ:

SOMMAIRE:



672 : 623 . 41 .

Inż. OBRĘBSKI JAN.

ZASTĄPIENIE CZĘŚCI KUTYCH ODLEWAMI STALOWEMI W KONSTRUKCJI DZIAŁ.

Wykonanie danej części konstrukcji jako odlewu ma częstokroć tę wielką zaletę, że nadanie wymaganego kształtu uskutecznia się w sposób nader prosty i łatwy, podczas gdy odkuwanie lub sztancowanie tej-że części wymaga większych wysiłków. Można nawet twierdzić, że odlewy mogą posiadać złożone kształty i takie nawet, które na drodze kuźniczej nie dałyby się osiągnąć.

Bardzo często konstruktor dział projektowałby daną część jako odlew, jednak obawia się czynić tego ze względu na wymagane cechy wytrzymałościowe.

Nie mniej często konstruktor prosi o podanie mu wszystkich danych wytrzymałościowych o tym, lub innym gatunku stali lanej (rozumieć należy odlewu), bądź zapytuje, czy można zastosować do odlewu obróbkę termiczną, a nawet wątpi, czy jest to możliwe i godne polecenia.

Na wstępie zaznaczyć należy, że obróbka termiczna stali uzależniona jest, a raczej oparta na zjawisku przemian allotropowych żelaza w skład stali wchodzącego.

Przemiany allotropowe zachodzą w żelazie zawsze i niezależnie od postaci, w jakiej się dany stop żelaza znajduje. Skutki tych przemian (w znaczeniu fizyko-chemicznem) też zawsze zachodzą i zawsze są jednakie, jeżeli jednakie były warunki obróbki termicznej.

Nie mamy więc najmniejszego powodu do twierdzenia, że stal kuta może być obrabiana termicznie, a stal lana (odlew) nie. Jeżeli jednak w skutkach swych obróbka termiczna daje różne wyniki dla

odlewu i dla części kutej, to przyczyn tego należy doszukiwać się zupełnie gdzieindziej.

Oczywiście mowa jest o stalach konstrukcyjnych, gdyż takie stale jak narzędziowa szybkotnąca zmieniają swe właściwości znacznie pod wpływem przekucia. Można nawet powiedzieć, że krzepną one jako surowce białe, a zachowują się jak stale dopiero po przekuciu.

Odlew stalowy nie obarczony żadnemi wadami wewnętrznemi, oraz kuta lub walcowana stal mogą wykazywać zupełnie identyczne właściwości mechaniczne, a nawet odlew może przewyższać, pod pewnemi względami, stal kutą czy walcowaną. Oczywiście mowa ciągle o odlewie nie posiadającym wad wewnętrznych.

Na pytanie, jakie są charakterystyki stali lanych w porównaniu do charakterystyk stali walcowanych należy stanowczo odpowiedzieć, że dobry odlew nie powinien różnić się od kutego lub walcowanego objektu.

Gdy się jednak zgodzimy na to, że w odlewie stalowym mogą występować pewne wady, które we wlewku normalnym nie występują (a więc i w walcówce nie ujawniają się po przeróbce plastycznej wlewka), to natychmiast zmuszeni jesteśmy stwierdzić, że cechy wytrzymałościowe odlewu będą uzależnione od tych właśnie wad indywidualnych. Wady zaś indywidualne będą uzależnione od kształtu formy, materjału tej formy, sposobu zaformowania i t. d. i t. d.

Innemi słowy, należy mówić każdorazowo o danym (określonym) odelwie, nie zaś o stali lanej. Gdy konstruktor zapytuje hutę, o jakiej wytrzymałości odlewy stalowe może ona dostarczać, — może liczyć zawsze i napewno na odpowiedź wymijającą.

Bo i skądże huta może przewidzieć wynik końcowy nie znając kształtu odlewu?

Rozważmy więc teraz, jakie zasadnicze wady mogą występować w odlewach i dlaczego stal kuta czy walcowana jest wolna (a przynajmniej bywa przeważnie wolna) od tych wad.

Otóż pierwsza wada — to jama osadowa. Dana huta musi obrać taki rodzaj wlewnic i nadstawek, oraz taką metodę lania, aby uzyskać wlewek ścisły na pewnej przynajmniej długości. Stałe korzystanie z tych wlewnic sprawia, że hutnik zgóry wie, jak wiele musi z wlewka odrzucić, aby reszta była dobra.

Gdy ma się do czynienia z odlewem o kształcie złożonym, niepodobna zgóry przewidzieć, jak i gdzie ulokuje się jama osadowa. Często kształt odlewu jest taki, że uniknięcie jamy czy jam osadowych w jego wnętrzu staje się fizyczną niemożliwością. Przecinanie prób-

nych okazów pozwala na ustalenie, gdzie właśnie pojawiają się pustki, poczem można złemu zaradzić, zmieniając rodzaju formy, rozmieszczenie wlewu i powietrznika, wreszcie zmieniając temperaturę lania, jednak są, powtarzam, takie kształty odlewów, które przesądzają zgóry możliwość uniknięcia pustek. O jakich więc cechach wytrzymałościowych może być mowa wtedy? Przecież konstruktor oblicza pełne przekroje niezmniejszone o ewentualną i bliżej nieokreśloną pustkę.

Z powyższego należy wyciągnąć wniosek następujący: Jeżeli kształt odlewu uniemożliwia uniknięcie jam osadowych, skupiających



Fot. Rys. 1. Pow. c. a. 10 ×

Wygląd miejsca zerwania próbki wytrzymałościowej. a, a_1, a_2, a_3 i a_4 pola krystaliczne. Między a_1 i a_2, oraz a_3 i a_4 widoczne są ciemne smugi — cienie, powstałe dzięki różnicy poziomów tych powierzchni. W lewo od krystalicznej pow. a lśniące krople zestalone — pokazane strzałką „K". Wąska szpara, pokazana strzałką „S" okala te krople.

się wewnątrz odlewu, — wszelki rachunek wytrzymałościowy należy odrzucić. Takie odlewy można stosować na części nieodpowiadzialne, pracujące w warunkach łagodnych, a posiadające dane wymiary tylko dlatego, że wygląd zewnętrzny, lub wygoda ujęcia ręką, takich właśnie wymiarów wymagają.

Odbiór takich odlewów winien być uskuteczniony na podstawie oględzin przekroju, na podstawie pomiaru twardości, na podstawie próby zgięcia na zimno, lecz nigdy na podstawie prób na rozerwanie.

Drugą możliwą wadą odlewów są skupienia szlaki i zanieczyszczeń takich, jak siarczki, fosforki i tlenki.

Niema najmniejszego powodu do twierdzenia, że odlew musi lub może zawierać więcej zanieczyszczeń, niż wlewek normalny w żeliwnej odlany wlewnicy. Należy jednak stwierdzić, że rozlokowanie się pewnych zanieczyszczeń dookoła skrzepłych obszarów stali oddzieli te obszary warstwą słabą. Takież zjawisko powstałe we wlewku może zaniknąć przy walcowaniu, gdyż skupienia zanieczyszczeń pokruszą się i nie będą stanowiły jednej, nieprzerwanej warstwy dookoła komórki.

Jak wiadomo, skupienia siarczków żelaza (nie siarczków manganu!) wraz z tlenkami żelaza istotnie występują w postaci eutektyki siarkowo-żelazo-tlenowej i eutektyka ta, jako krzepnąca ostatnio, otacza komórki metalu; jednak wiadomo również, że w stalach o normalnej czystości (konstrukcyjnych) eutektyka wymieniona nie bywa obserwowana.

Inkluzje szlakowe mogą oczywiście występować w odlewach i tem łatwiej, im trudniejsze jest wypłynięcie szlaki i łatwiejsze jej dostanie się do formy.

Jeżeli jednak zgóry niepodobna przewidzieć tego, czy dany kształt formy będzie sprzyjał skupieniom szlaki, czy nie, — to niepodobna też przewidzieć, o jaki procent obniżą się cechy wytrzymałościowe odlewu w porównaniu do walcówki z tej-że stali.

Streszczając powyższe, stwierdzamy, że wpływ zanieczyszczeń, tworzących stop ze stalą, i wpływ zanieczyszczeń, nie tworzących stopu ze stalą (żużle, lub jak mówią giserzy „szlaka"), uzależniony jest od kształtu odlewu, a więc od kształtu formy i może być raz znaczny (niekorzystne rozlokowanie wlewu i powietrznika), raz znikomy (korzystne rozlokowanie wlewu i powietrznika). Z punktu widzenia tych wad należy rozważyć dany odlew i jego cechy indywidualne, nie zaś odlewy jako takie, lub jeszcze szerzej „stal laną".

Trzecią możliwą wadą odlewów jest gruboziarnistość. Jeżeli będziemy rozważali odlewy z mosiądzu i bronzu oraz innych stopów nie dających się regenerować, to zgóry musimy zaznaczyć, że gruboziarnistość będzie wadą nieodłączną odlewu. Natomiast dla stali dającej się regenerować gruboziarnistość może być usunięta na drodze nor-

malizacji, czy regeneracji, czy wyżarzenia (mniejsza o terminologję), która to operacja, różnie nazywana, powinna doprowadzić do rozdrobnienia ziarna .(Patrz czasopismo „Mechanik" zeszyt 5 i 6, 1932 r. oraz 7 i 8 tegoż roku).

Czwartą wadą odlewów mogą być rysy odlewnicze i naderwania, powstałe wskutek siarczków odlewniczych (zbyt nieustępliwa forma, lub zbyt raptowna zmiana przekroju, lub niekorzystne nagromadzenie materjału).

Są to wady uzależnione niewątpliwie od kształtu odlewu i rodzaju formy. Nie mogą być one traktowane jako czynnik, obniżający w znanym stopniu właściwości odlewów stalowych jako takich.

Rozważając poszczególne wady odlewów mam na celu wykazanie tej okoliczności, że odlew stalowy wykonany z czystej stali i wykonany poprawnie — nie powinien w niczem ustępować takiemuż objektowi kutemu, lub prasowanemu i wymagania, stawiane dla stali kutej czy walcowanej, mogą być postawione i odlewowi.



Fot. Rys. 2. Pow. c. a. 10×

Obraz jak na fot. rys. 1, lecz po zeszlifowaniu częściowem miejsca zerwania próbki. Powierzchnia „S" płaska nosi ślady kamienia szlifierskiego. Linją przerywaną oznaczono granicę tej płaszczyzny. „C" — część wgłębiona. Strzałka z lit. „C" wskazuje cień. Strzałkami „K" pokazane są krople zestalone.

Jeżeli jednak praktyka codzienna poucza nas, że dla odlewów zmuszeni jesteśmy obniżać nasze wymagania, dzieje się to z tej lub innej z następujących przyczyn:

1) Dany kształt objektu nie pozwala na wykonanie tegoż jako odlewu;

2) nieumiejętne zaformowanie, lub zła masa formierska wywołały anormalne zapełnienie formy i anormalny przebieg krzepnięcia;
3) dzięki innych warunkom krzepnięcia w formie z masy niż we wlewnicy wyolbrzymiły się wady, do jakich stal dana jest skłonna;
4) odlew dobry jako taki nie został należycie znormalizowany (zregenerowany) i ulepszony.

Gdy więc konstruktor wpada na pomysł zastąpienia danej części działa, dawniej prasowanej, odlewem, — winien traktować materjał taksamo, jak traktował go dotychczas i nie powinien wprowadzać zgóry obniżonych cech wytrzymałościowych, gdyż nie posiada ku temu żadnych podstaw.

Huta, otrzymująca zapytanie co do możliwości wykonania danego odlewu, winna przeprowadzić próby i ustalić indywidualne wady, związane z danym kształtem.

Oględziny przekrojów wszystkich części odlewu, badania wytrzymałościowe, przeprowadzane wszędzie, gdzie się tylko da, mikro i makroobserwacja, oraz głębokie trawienie — powinny dać całkowity obraz danego objektu, t. j. rozlokowanie pustek, rzedzizn, żużli, zanieczyszczeń i t. p.

Na podstawie takich badań można poprawić zaformowanie, wskazać pewne zmiany konstrukcyjne, mające na celu polepszenie warunków krzepnięcia, opracować właściwą obróbkę termiczną i dopiero wtedy podać cechy wytrzymałościowe, jakie dadzą się uzyskać dla poszczególnych elementów odlewu.

Dopiero na podstawie studjów wymienionych konstruktor może zdecydować się na wprowadzenie inowacji i zastosować do swych obliczeń uzyskane dane wytrzymałościowe.

Obniżanie wymagań, dotyczących wytrzymałości na rozerwanie, wydłużenia i przewężenia, oraz udarności może iść do pewnych jedynie granic. Oczywiście istnienie bańki, czy kropli żużla może wpłynąć na lokalne obniżenie cech wymienionych i obniżenie takie groźne nie jest, jednak znaczny spadek wydłużenia i przewężenia (jeżeli nie jest on skutkiem złej obróbki termicznej) stanowi wskazówkę, że warunki krzepnięcia były nieodpowiednie i w całej masie metalu istnieją szparki (pustki bardzo małe) nie mające nic wspólnego z pęknięciami, a będące jedynie mikro-jamami osadowemi.

Krzepnięcie stopu jest bardzo zawiłem zjawiskiem. Podczas procesu krzepnięcia zachodzą mało znane, a często nieprzewidziane i dziwne fenomeny.

Pamiętajmy tylko o tem, że metale i ich stopy nie tężeją jak smoła, lecz krystalizują. Kryształ rozrasta się w sposób swoisty, wkracza przy rozroście tym do masy stopu płynnego, przebija go niby grotem zazębionym, odpycha, przemieszcza. Plejady kryształów z różnych punktów poczynające swój rozrost spotykają się wzajem i mogą więzić między sobą małe obszary ciekłego stopu.

Dopływ do tak uwięzionych obszarów staje się wtedy uniemożliwiony i powstaje lokalna mikro-jama osadowa.

Wyobrażam też sobie, że stop ciekły zaciskany jest w pewnym obszarze przez kurczące się i już skrzepnięte obszary, co powoduje przerwanie się jego przez zamykające mu drogę kryształy. Przerwanie takie może doprowadzić do powstania kropel, które (może przechłodzone) zachowają kształt swój pod wpływem napięcia powierzchniowego i zakrzepną natychmiast po powstaniu.

Hipotezy wypowiedziane mogą się wydać czytelnikom małoprawdopodobnem urojeniem. Kto jednak zechciałby stwierdzić istnienie kropel opisanych niech podda obserwacji makroskopowej (mikroskop binokularowy pow. 5 do 20 krotne) miejsce zerwania próbki wytrzymałościowej i to takiej, która dała małe wydłużenie i przewężenie. Obserwację należy przeprowadzić na świeżym złomie (miejscu zerwania).

Obraz przestrzenny nader wyraźny i plastyczny trudny jest do fotografowania. Mimo to udało mi się wykonać parę zdjęć, które uwadze czytelników polecam.

Pod każdą fotografją podany jest jej opis szczegółowy.

Krople zestalone (wszędzie oznaczone literą „K") były tak lśniące, że musiałem je wytrawić lekko kwasem azotowym, aby blask stłumić i fotografowanie ułatwić.

Krople (niech już pozostanie takie określenie) nie są ani żużlem, ani obszarami utlenionemi. Mikrografja tych miejsc nie wykazuje ani zanieczyszczeń, ani odmiennej struktury.

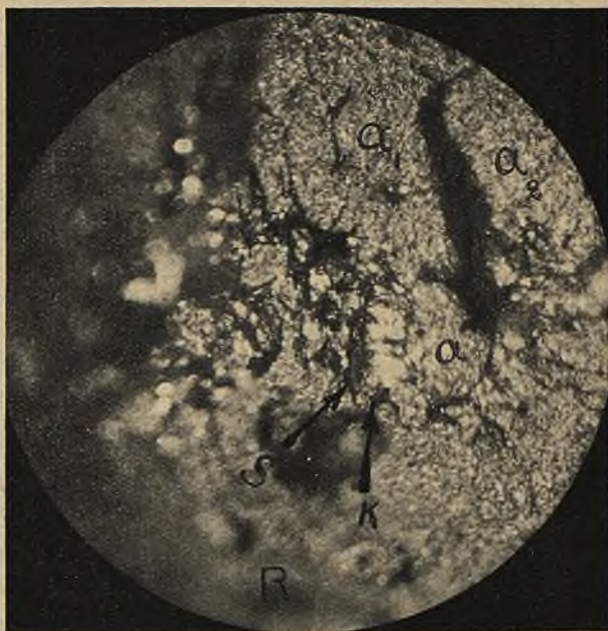
Jestem też przekonany, że rozwalcowanie lub przekucie stali krople takie (zwykle oddzielone szparami) zawierającej — da stal z płatkami. Krople spłaszczą się, docisną, ale nie spoją.

Twierdzenie, że płatki dają się usuwać przez silne przekucie znalazłoby i tu potwierdzenie, gdyż całkowite rozłamanie kropli może

doprowadzić do ściślepszego zetknięcia się cząstek metalu i możliwości spojenia.

Wobec tego, że zjawisko opisane można zaobserwować jedynie w niektórych częściach odlewu (przy zupełnej nieobecności tegoż w innych), nasuwa się przypuszczenie, że jedynie przebieg krzepnięcia je wywołuje.

Streszczając całość pragnę podkreślić raz jeszcze, że obniżanie właściwości mechanicznych (a raczej wymagań co do takowych) dla odlewów, czy też dla stali lanej jako takiej, nie uważam za uzasadnione, i tem dziwniejszem wydaje mi się podawanie liczbowych danych ogólnych.



Fot. Rys. 3. Pow. c. a. 20 ×

Fragment fot. rys. 1 w znaczniejszem powiększeniu. Widoczne są te same powierzchnie krystaliczne a_1 i a_2, oraz lśniące krople zestalone „K" otoczone szparą „S". Część zamglona R znajduje się wyżej i dlatego wypadła na fotogr. nieostro.

Natomiast każdorazowe obniżenie wymagań (w porównaniu do kutych lub walc. objektów) może znaleść uzasadnienie. Obniżanie po za pewne granice np. 90% wytrzymałości i 80% wydłużenia stwarza niebezpieczeństwo przyjęcia odlewu wręcz niezdatnego.

Obróbka termiczna może i powinna być stosowana do odlewów na równi ze stalą kutą i walcowaną, jednak nigdy nie należy się spodziewać, że odlew, nie dający wydłużenia i przewężenia po wyżarzeniu (regeneracji), da je po jakiejś innej obróbce termicznej.

Zauważyć jeszcze pragnę, że tylko pełnowartościowe odlewy (dające prawie takież wydłużenie i przewężenie, jak podobny materjał kuty) już po wyżarzeniu (ostatecznie zmiękczenie po wyżarzeniu) warto obrabiać termicznie (ulepszać) lub homogenizować. (Patrz czasopismo Mechanik, zeszyt 11 i 12, 1932 r.).

Odlew wadliwy (ze szczelinami i kroplami) nie poprawi się żadną obróbką termiczną.

Aby nie narazić się na zarzut używania niejasnej terminologji (nie ustalonej niestety!) nadmieniam, że nazywam:

a) Regeneracją ogrzanie do temp. 50 do 100° powyżej Ac_3 i względnie szybkie oziębienie.

b) Zmiękczeniem nazywam utrzymywanie w temp, poniżej Ar_1 (czyli 650 do 680°) przez czas dłuższy i następne oziębienie dowolne.

Zamiast słowa „regeneracja" używane są „wyżarzenie" lub „normalizacja". Chodzi jednak o zabieg nie o nazwę.

W konstrukcji dział bardzo wiele części może być wykonane jako odlewy, co niepomiernie upraszcza i potania pracę.*)

Przed wprowadzeniem takiej inowacji doradzałbym jaknajściślejszą współpracę konstruktora i hutnika, oraz *indywidualne studjowanie każdego poszczególnego wypadku.*

Ryczałtowe podawanie danych wytrzymałościowych dla „stali lanej" powinno być wykluczone.

---

*) Wytwórnia szwedzka w Bofors uważa jako zaletę zupełne unikanie części lanych w konstrukcjach swych łóż (przyp. red.).

Kpt. inż. MĄCZYŃSKI HENRYK.

ŚRODKI STOSOWANE W OBRONIE PRZECIWGAZOWEJ.

Kwestja obrony przeciwgazowej, tak ważną rolę odgrywająca w nowoczesnej wojnie, jest bardzo złożona i winna być traktowana wielostronnie. Co się tyczy strony chemicznej, to wchodzi tu w grę sprawa rozwiązania zadania, jak odkazić powietrze od zawartych w niem gazów bojowych, lub jak dostarczyć tlenu do aparatów albo pomieszczeń izolacyjnych i wytworzyć w ten sposób sztuczną atmosferę.

Przedewszystkiem zajmiemy się sprawą odkażenia zatrutego powietrza, do czego służą tak zwane „aparaty filtracyjne".

Dotychczas nie posiadamy ścisłych naukowych danych o ilości powietrza, niezbędnego do oddychania, które musi być w określonym czasie dostarczone po odkażeniu przez aparat filtracyjny. Stosownie do wyników praktyki przyjmuje się średnio dla człowieka 60 litrów powietrza na minutę. Faza wdechowa, która trwa dłużej niż wydechowa, a ta ostatnia w danym wypadku nas nie obchodzi, potrzebuje około 85 do 100 litrów powietrza na minutę. Amerykanie przyjmują za warunek, aby pochłaniacz przepuszczał bez nadmiernego oporu powietrze z szybkością 80 cm/sek. Przyjmując pod uwagę rozmiary używanych pochłaniaczy, możemy liczyć średnio, że każdy centymetr sześcienny powietrza przebywa w pochłaniaczu zaledwie 0,1 sekundy, czyli że proces odkażania powietrza musi odbywać się z ogromną szybkością.

Kwestja ilości powietrza, przechodzącego przez dany pochłaniacz na jednostkę czasu jest w ścisłej zależności od oporu pochłaniacza.

Istnieje pewna granica, gdy opór jest tak znaczny, że oddychanie staje się zupełnie niemożliwe. Idealnym pochłaniaczem byłby taki, który nie dawałby zupełnie oporu. Jednak w praktyce jest to nieuniknione i każdy pochłaniacz musi przedstawiać dla powietrza pewien opór. Organizm nasz przyzwyczajony jest do oddychania zupełnie swobodnego, zatem przy użyciu pochłaniacza będzie do pewnego stopnia obciążony. Obciążenie to musi mieć naturalnie pewne granice, i przyjęto obecnie uważać za dopuszczalne takie obciążanie, które powoduje spadek sprawności żołnierza o 15%.

Idealny pochłaniacz, który absolutnie nie przepuszczałby gazów bojowych, musiałby być albo olbrzymich rozmiarów, albo też stanowić ogromny opór. Ponieważ jedno i drugie jest niedopuszczalne z samego założenia, musimy pogodzić się z tem, że najlepszy pochłaniacz zawsze będzie przepuszczał pewną ilość gazów. Chodzi tylko o to, aby ilości te były tak małe, żeby nie powodowały szkodliwych następstw dla organizmu — to jest aby nie przekraczały granic fizjologicznych.

Przypuszczalnie średnio największe stężenia gazów bojowych na froncie nie będą przewyższały 1%. Zatem pochłaniacz, aby oczyścić powietrze w granicach dopuszczalnych, musi w ciągu 0,1 sekundy zredukować stężenie gazu od 1.000 do 10.000 razy.

Czy wskazana wielkość 0,1 sekundy zupełnie odpowiada rzeczywistości, nie można twierdzić stanowczo, gdyż na potwierdzenie obserwacyj praktycznych, przynajmniej obecnie, brak jest dowodów teoretycznych. Z drugiej zaś strony szybkość oddechu, ilość wdychanego powietrza na jednostkę czasu oraz możność przezwyciężenia większych lub mniejszych oporów pochłaniacza zależy od indywidualności danego żołnierza, od stopnia jego zmęczenia fizycznego i moralnego natężenia. Jeden osobnik oddycha wogóle szybciej od drugiego, znajdującego się w identycznych warunkach, człowiek zmęczony lub pracujący fizycznie posiada oddech przyśpieszony i t. d. Warunki współczesnej wojny wymagają od żołnierza pewnej stałej pracy fizycznej; poza tem żołnierz jest podniecony nie tylko wysiłkiem fizycznym, ale i moralnie, czy to uczuciem pewnej nieuniknionej wprost trwogi, czy to innemi przyczynami, skutkiem czego oddycha znacznie szybciej, niż gdyby znajdował się w zupełnie normalnych warunkach. Jeśli przyjmiemy pod uwagę, że w przyszłej wojnie walka ręczna w atmosferze gazowej będzie na porządku dziennym, musimy przewidzieć, że pochłaniacz będzie musiał dawać maksimum odkażonego powietrza. Równocześnie w miarę wzrastania szybkości, a tem samem ilości powietrza, dostarczonego przez pochłaniacz, rośnie opór po-

chłaniacza, wobec tego opór pochłaniacza zdatnego do użytku w normalnych warunkach może w zależności od okoliczności zwiększyć się do tego stopnia, iż żołnierz mimowoli, chcąc ratować się od zaduszenia brakiem powietrza, zerwie z twarzy maskę i będzie narażony na zatrucie gazami. Jako najracjonalniejsze, a nawet jedyne rozwiązanie tego problemu w obecnych czsach, uważać można jak najwydatniejsze zwiększenie powierzchni filtrującej pochłaniacza.

Sposoby, mogące w zasadzie mieć zastosowanie do odkażania powietrza w pochłaniaczach, w ogólności można podzielić na dwie kategorje: do pierwszej zaliczyć należy metodę unieszkodliwiania gazów bojowych przez ich przetwarzanie chemiczne zapomocą specjalnych odczynników, do drugiej — wykorzystanie adsorbcji gazów przez niektóre ciała, na czele których stoi węgiel aktywowany.

Chemiczne sposoby walki z gazami bojowemi opierają się na skłonności tych gazów do wstępowania w pewne reakcje chemiczne z odpowiednio dobranemi odczynnikami. Odrazu więc możemy przyjść do wniosku, że gazy bojowe o naturze biernej nie nadają się do zwalczania tą drogą. Mogłyby więc wchodzić tu w rachubę tylko ciała o stosunkowo znacznej aktywności chemicznej. Wogóle procesy w fazie gazowej naogół zachodzą bardzo leniwie, a to z przyczyny słabej jonizacji i koncentracji gazów. Aby więc gaz bojowy w ciągu tak krótkiego czasu, jak 0,1 sekundy mógł zostać całkowicie unieszkodliwiony w pochłaniaczu na drodze chemicznej, naogół nie może być mowy przy znanych i stosowanych obecnie odczynnikach. Zachodzi teraz pytanie, czy należałoby położyć nacisk na wyszukanie odczynników, mogących zwalczać go w tak szybkiem tempie i czy nadałyby się one do użycia w pochłaniaczach, czy też, zrezygnowawszy z chemicznego sposobu zwalczania gazów bojowych, prace nad obroną przeciwgazową zwrócić w innym zasadniczo kierunku. Od pochłaniacza wymagać musimy jego uniwersalności — to znaczy, że musi on zabezpieczać żołnierza równocześnie od wszelkich znanych dotychczas gazów bojowych, a nawet dawać gwarancję, że będzie mógł chronić również od gazów dziś nam nieznanych lub niebranych pod uwagę, a które mogą być stosowane w przyszłej walce gazowej. Nie ulega wątpliwości, że w chemji niema odczynników uniwersalnych, mogących unieszkodliwiać wszelkiego rodzaju gazy bojowe.

Jeśli nie każdy poszczególny związek chemiczny, to przynajmniej każda grupa ciał posiada specjalne swe odczynniki. Mogłoby się wydawać na pierwszy rzut oka, że dla zwalczania gazów bojowych nadawałoby się wyzyskanie reakcji utleniania lub hydrolizy, które obej-

mują dość liczne grupy ciał. Tymczasem są ciała, które utlenianiu i hydrolizie nie podlegają, są takie, które wymagają w tym celu warunków podniesionej temperatury, dłuższego czasu i t. p. niemożliwych do zrealizowania w polu.

Skutkiem powyższego — już w początkach wojny, gdy praktycznie okazało się niemożliwem użycie odczynników chemicznych, zwrócono się ku innej zupełnie metodzie obrony przeciwgazowej, mianowicie ku wykorzystaniu własności adsorbcyjnych węgla i w kierunku tym w czasie wojny oraz już po wojnie osiągnięto bardzo znaczne rezultaty. Przedwojenny węgiel miał minimalne własności chłonne — dziś dzięki udoskonalonym metodom aktywacji doszliśmy do tego, że warstwa węgla aktywnego grubości 10 cm., jeśli przepuszczać przez nią chloropikrynę o koncentracji 7% z taką szybkością, że chloropikryna pozostaje w niej zaledwie w ciągu 0,03 sekundy, powoduje spadek koncentracji do 0,5/1.000.000, czyli niżej granicy napastliwości fizjologicznej. Równocześnie przy użyciu węgla aktywowanego opór pochłaniacza nie jest zbyt wielkim.

W Ameryce próby z węglem aktywowanym odbywają się przy pomocy chloropikryny o stężeniu 7% przyczem przez warstwę węgla o przekroju 1 cm^2 i grubości 10 cm na minutę przechodzi 60 litrów zatrutego powietrza. Próba polega na obserwacji czasu, w ciągu którego nastąpi t. zw. „przeskok", czyli w oczyszczonem powietrzu pojawią się ślady chloropikryny. Otóż przy przedwojennym węglu aktywowanym przeskok chloropikryny następował już po upływie 15 sekund. W 1918 roku osiągnięto takie rezultaty w aktywacji węgla, że przeskok średnio następował po 18-tu minutach, dochodząc przy lepszych gatunkach węgli do 35 a nawet 50 minut.

Konstruując pochłaniacz musimy brać pod uwagę następujące dane podstawowe:

1) największą ilość powietrza, którą pochłaniacz musi przepuścić w 1 sek.,
2) najwyższy dopuszczalny przy tem opór i
3) najwyższą dopuszczalną szybkość działania pochłaniacza która gwarantowałaby skuteczność działania pochłaniacza i jednocześnie nie podnosiłaby oporu jego poza normę dopuszczalną.

We współczesnych pochłaniaczach, zawierających jako najważniejszy składnik węgiel aktywowany, jak już wyżej była mowa, pochłanianie gazów bojowych oparte jest przedewszystkiem na zjawiskach adsorbcji powierzchniowej węgla.

Aby węgiel aktywowany zbyt szybko nie nasycał się, a tem samem aby przedłużyć jego działanie, bardzo racjonalne jest dodawanie pewnych substancyj chemicznych, które w drodze chemicznej niszczą niektóre szkodliwe gazy. Ma to rację bytu, jako pomoc dla węgla dlatego, że wiele gazów bojowych ulegających hydrolizie wydziela HCl — ten zaś łatwo jest wiązać chemicznie zapomocą wodorotlenków. (NaOH nie może być użyty ze względu na znaczną higroskopijność — zwykle używa się $Ca(OH)_2$). Dla utleniania niektórych produktów używa się $NaMnO_4$. Środki te dopomagają węglowi do odkażania powietrza. Przedewszystkiem następuje pochłonięcie tych gazów przez węgiel — potem stopniowo odebranie ich przez odczynniki chemiczne, i w ten sposób węgiel, który w czasie pracy pochłaniacza zużył się już do pewnego stopnia, podczas odpoczynku regeneruje się.

Bardzo ważną dodatnią stroną, osiągalną przy użyciu w pochłaniaczach odczynników chemicznych, jest pochłanianie nieodwracalne, czyli że raz zniszczony gaz bojowy nie może regenerować się.

Co się tyczy więc odczynników chemicznych, dodawanych do pochłaniaczy, to reasumując powyższe wywody możemy stwierdzić co następuje:

Pomiędzy odczynami poszczególnych ciał bojowych zachodzi tak wiele różnic indywidualnych, a tak mało podobieństw, że niemożliwem jest myśleć o skonstruowaniu pochłaniacza uniwersalnego, działającego w drodze wyłącznie chemicznej. Są jednakże pewne odczyny, posiadające charakter bardzo rozpowszechniony i dlatego mogą one być wykorzystane w pochłaniaczach. Do rzędu takich reakcyj chemicznych w pierwszym rzędzie zaliczyć należy reakcję utleniania, a szczególniej taką, która zachodzi w środowisku alkalicznem. Z drugiej znów strony węgiel aktywowany, znajdujący się w pochłaniaczu, w wysokim stopniu przyśpiesza hydrolizę gazów bojowych. Ponieważ zaś prawie wszystkie gazy bojowe, jako jeden ze swych składników zawierają chlor, zatem w rezultacie tej hydrolizy większość gazów bojowych wydziela chlorowodór. Opierając się na tem chemicy angielscy zalecili dodawanie do pochłaniaczy specjalnie przyrządzanych granulek wapna sodowego, nasyconych mocnym roztworem nadmanganjanu sodowego ($Na\,Mn\,O_4$).

Prawdziwie uniwersalny środek do walki z gazami musi opierać się na innych metodach. Otóż dość dawno zauważono, że niektóre ciała, a jak nawet przekonano się następnie, że wszystkie ciała stałe w większym lub mniejszym stopniu posiadają własności adsorbcji ga-

zów na swej powierzchni. Wśród ciał tych pierwsze miejsce zajmuje dotychczas węgiel aktywowany, to znaczy odpowiednio obrobiony chemicznie i fizycznie.

Jest to ciało bezwątpienia uniwersalne nawet w ścisłem znaczeniu tego słowa: posiada b. silną własność chłonną gazów, nadaje się również do najrozmaitszych celów technicznych, jak odbarwianie i t.d., ma bardzo ciekawe zdolności katalityczne, jest stosunkowo tanie — wreszcie racjonalna jego obróbka, aczkolwiek dotychczas bynajmniej jeszcze nie osiągnęła szczytów tej doskonałości, do jakiej ją bezwątpienia można będzie doprowadzić, już dziś daje nadspodziewane rezultaty.

Zarówno istota powierzchniowa działania węgla, jak i sposoby jego aktywacji stanowią obecnie przedmiot poważnych studjów naukowych. Na czem właściwie polega proces adsorbcji gazów, dotychczas nie wiemy. Węgiel działa w danym wypadku tylko przez swoją powierzchnię zetknięcia się z gazami. Obliczyć tej powierzchni niepodobna i dlatego trudno jest wyprowadzić jakąś stałą zależność liczbową, a tem samem poznać istotę adsorbcji.

Węgiel pochłania pewną ilość gazu nieodwracalnie, to znaczy, że gaz trzyma się węgla bardzo silnie i wypędzić go jest nader trudno, a nawet zwykłemi środkami uczynić tego niepodobna. Natomiast oprócz ilości gazu, pochłoniętej nieodwracalnie, tenże węgiel jest w możności adsorbować olbrzymie niekiedy ilości gazu, jednak adsorbcja ta jest już daleko słabsza i nawet zapomocą zwykłego przedmuchiwania można część tego gazu wypędzić. Niemiecki węgiel aktywowany z czasów wojny, który chłonął 100% a nawet więcej chloropikryny w stosunku do własnego ciężaru, zdawałby się na pierwszy rzut oka znacznie lepszym od węgla amerykańskiego chłonącego tylko 70% tego ciała. Jednakże okazało się, że węgiel niemiecki przy przedmuchiwaniu oddawał do 80% pochłoniętego gazu, adsorbcja zaś węgla amerykańskiego jest nieodwracalna a przynajmniej prawie nieodwracalna, gdyż w tychże warunkach węgiel ten oddaje zaledwie 10% wchłoniętej chloropikryny.

Proces adsorbcji jest zawsze związany z innemi procesami. Węgiel aktywowany naprzykład nie może nie pochłaniać wraz z gazami i pewnej ilości wody; obecność zaś wody w pochłaniaczu zmienia w znacznym stopniu warunki pochłaniania gazów. Mianowicie gaz rozpuszczalny w wodzie, np. HCl, lepiej zatrzymuje się w wilgotnym pochłaniaczu, niż w suchym i odwrotnie: wilgotny węgiel będzie pochłaniał o wiele gorzej gazy nierozpuszczalne w wodzie, jak naprzykład chloropikrynę.

Sam węgiel ma własności katalityczne: przyśpiesza hydrolizę, utlenianie, polimeryzację i rozkład cząsteczek ciał. Naprzykład A_5H_3 i HCN utleniają się w obecności węgla; $COCl_2$ hydrolizuje o wiele łatwiej na powierzchni węgla.

Badania dokonywane nad chloropikryną (CCl_3NO_2) i chlorocjanem o koncentracji 7%, przyczem brano warstwę węgla aktywowanego o przekroju 1 cm^2 i grubości 10 cm, dały następujące wyniki:

temperatura	przeskok gazu po upływie:	
	CCl_3NO_2	ClCN
0^0	65 min.	—
15^0	59 „	87 min.
25^0	53 „	55 „
40^0	47 „	38 „

Z powyższej tabliczki widzimy, że temperatura wywiera znaczny wpływ na własności chłonne węgla.

Dobry węgiel aktywowany powinien posiadać olbrzymią ilość ultramikroskopijnych por o średnicy 10^{-7} cm.

Węgiel aktywowany powstaje z surowców pochodzenia roślinnego, np. drzewo, skorupy i t. d., których głównym składnikiem są węglowodany o wzorze ogólnym $(C_6H_{10}O_5)\ nH_2\ O \longrightarrow (n - 1)\ H_2O + nC_6$ i pozostaje wtedy węgiel w grupie nC_6. Grupa taka bardzo łatwo może zamknąć się w pierścień i powstaje grafit lub djament, zależnie od szybkości oziębiania i innych mało znanych czynników (przy raptownem oziębianiu roztworu węgla w żelazie Moisan otrzymał djament, przy powolnem — otrzymuje się zazwyczaj grafit).

Ażeby węgiel utrzymać w stanie aktywnym, należy prawdopodobnie uniknąć zamknięcia się pierścieni, gdyż łatwo zrozumieć, że w otwartych łańcuchach mamy do czynienia z nierównie większą ilością wolnych powinowactw niż w strukturze cyklicznej. Prawdopodobnie proces aktywacji węgla zasadniczo prowadzi do otrzymania węgla nieaktywnego o zamkniętych pierścieniach, gdyż tylko taka postać strukturalna znajduje się w stanie równowagi stałej.

Zadanie więc aktywacji węgla polega na tem, aby proces odwadniania węglowodanów zatrzymać w momencie, nim nastąpi zamknięcie się pierścieni węglowych. Jest to rzeczą trudną, gdyż wtedy siły chemiczne węgla znajdować się będą w stanie jak najdalszym od stanu równowagi, im gorsza będzie ta równowaga, tem bardziej aktywnym będzie węgiel. To też otrzymanie węgla aktywnego nie jest rzeczą prostą i stanowi cel wielu badań i poszukiwań naukowych.

Według danych amerykańskich węgiel aktywowany otrzymywany z różnych surowców przez dłuższe lub krótsze prażenie z parą wodną przy 900⁰ C posiada następujące własności:

Surowiec	c. gat. surowca	pozorny c. gat. węgla	Czas prażenia	Strata na wadze	Chłonność chloropikryny	Przeskok CCl_3NO_2
Osika . . .	0,158	0,080	18 min.	53%	41%	4,3 min.
Cedr	0,223	0,097	60 „	88%	78%	16 „
Mahoń . . .	0,420	0,236	60 „	44%	32%	16,3 „
Orzech . . .	0,520	0,316	120 „	74%	46%	32,3 „
Skorupa kokosu	0,710	0,445	120 „	60%	61%	58,4 „
„ „	0,710	0,418	180 „	75%	72%	64,4 „
Trociny dębowe	0,542	0,365	120 „	66%	53%	40 „
Sadze . . .	0,769	0,444	240 „	64%	63%	50,5 „
Węgiel bitumiczny . .	0,789	0,430	165 „	61%	58,3%	46,8 „
antracyt . . .	0,830	0,371	480 „	81%	53%	40,7 „

Metody aktywacji węgla.

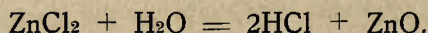
Zasada aktywacji węgla polega na usunięciu z surowca zbędnych pierwiastków w ten sposób, aby, jak była mowa wyżej, nie dopuścić do zamknięcia pierścienia węglowego. Jako surowiec używa się zwykle drzewo, właściwie błonnik, z którego usuwa się wodę. Teoretycznie możnaby węgiel aktywowany robić z czystych węglowodanów, jak cukier, lub wata, lecz praktyka wykazała, że takie surowce dają subtelny proszek węglowy niezbyt aktywny i dlatego niedający się zastosować w pochłaniaczach. Aktywując węgiel należy zachować do pewnego stopnia strukturę materjału wyjściowego i jego wytrzymałość mechaniczną, zatem zwykłe odwadnianie tu nie wystarcza.

W Ameryce aktywacja węgla polega na prażeniu surowca w ciągu dłuższego lub krótszego czasu w temperaturze około 350⁰—400⁰ w obec-

ności powietrza lub w 900—1000° w obecności pary wodnej. W warunkach tych następuje obezwodnienie (odwodornienie i odtlenienie) węglowodanów. W czasie tego procesu następuje zwykle częściowe przegrupowanie atomów, skutkiem czego powstają węglowodory, z których bardziej lotne ulatniają się w postaci gazu, cięższe zaś tworzą smoły, które dzięki swej gęstości i lepkości zabijają pory w węglu. Aby więc uczynić węgiel zdatnym do chłonienia gazów, smoły te należy usunąć. Tu znów zachodzi ta trudność, że przez zbytnie podniesienie temperatury, przez co smoły można usunąć, następuje przegrzewanie węgla, wytwarzanie się form stałych jak grafit, i węgiel traci w znacznym stopniu swe własności chłonne. Bezpiecznie jest stosować sposób wyżarzania węgla przez doprowadzenie pewnej ilości powietrza, wtedy smoła i część pozostałych lekkich węglowodorów wypala się, a nawet w pewnej ilości smoły tworzy się nieco węgla i dlatego aktywacja węgla prowadzi się niekiedy w obecności powietrza. Trzeba jednak ogromnie uważać, gdyż reakcja jest egzotermiczna i łatwo może nastąpić przepalenie węgla. Przy utrzymaniu temperatury 350—400° i odpowiedniem regulowaniu dostępu powietrza Amerykanom proces aktywacji udaje się bardzo dobrze i tylko niewielka ilość węgla ulego utlenianiu oraz przegrzaniu.

Znacznie łatwiej jest zapobiec przegrzewaniu i utlenianiu węgla przez doprowadzenie pary wodnej, jako źródła tlenu, przyczem przez podgrzewanie retort utrzymuje się temjeraturę na wysokości 900—1000°. Reakcja redukcji wody jest endotermiczna, zatem nie zachodzi obawy lokalnych przegrzewań.

W Niemczech w Westfalji oraz w Czechach węgiel aktywowano jeszcze przed wojną, gdyż był on w użyciu, jako środek odbarwiający płyny, dzięki znanym już dawno własnościom chłonienia barwników. Sposoby aktywacji były i są trzymane w tajemnicy, na podstawie jednak analiz węgla niemieckiego, które wykazały obecność w nim ZnO, można sądzić, że niemiecka metoda aktywacji węgla polega na ogrzewaniu drzewa w chlorku cynku ($ZnCl_2$), który ma zdolność odwadniania. Podczas takiego procesu tworzy się HCl, który się ulatnia, również ulatnia się część ZnO:



$$ZnCl_2 + H_2O = 2HCl + ZnO.$$

Otrzymywanie techniczne węgla aktywnego jest niepomiernie trudniejsze, niż prace laboratoryjne w tym kierunku. Wielkie trudności

nastręcza tu złe przewodnictwo cieplne drzewa. Aby unikać przegrzewań lokalnych oraz aby umożliwić proces w całej masie drzewa, należy albo rozkładać surowiec w piecach nader cienkiemi warstwami, albo też prowadzić bezustannie mieszanie — tu zaś znów występują wielkie trudności konstrukcyjne. W Ameryce stosują więc specjalne piece rotacyjne.

W ostatnich czasach, gdy aktywowanie węgla osiągnęło tak znaczne rezultaty, węgiel aktywowany znajduje coraz szersze zastosowanie w technice. Zależnie od procesu aktywacji można otrzymywać węgiel do różnych celów: do odbarwiania płynów, do chwytania i kondensacji lotnych produktów jak benzyna, eter, aceton, używanych jako rozpuszczalników a następnie odparowywanych — przyczem stosując węgiel aktywowany otrzymuje się ogromną ekonomję. Wreszcie, posługując się zdolnością chłonną węgla, używa go się do wytwarzania próżni, przyczem drogą tą osiąga się rezultaty wprost nadzwyczajne, niedostępne dla innych sposobów wytwarzania próżni. Dla wytwarzania próżni używa się węgla oziębionego.

Nawet własności katalistyczne węgla aktywowanego mogą znaleźć wielkie zastosowanie; — są obecnie czynione próby nad otrzymywaniem etylenu z metanu, zawartego w gazie ziemnym, przyczem główną rolę odgrywa tam węgiel aktywowany; fosgen otrzymuje się również zapomocą węgla aktywowanego i t. p.

Masy dodatkowe (granulki sodowane).

Węgiel aktywowany używany w pochłaniaczach należy oszczędzać, aby przedłużyć życie pochłaniacza. To też dla pochłaniania takich substancyj, jak HCl i dopomagania węglowi używa się, jak wyżej wspominaliśmy, odczynników chemicznych. Działają one jednak znacznie wolniej, niż węgiel; zatem prawdopodobnie w początkowych stadjach procesu wszystkie gazy są pochłaniane przez węgiel, w czasie zaś odpoczynku pochłaniacza zachodzi wymiana między węglem a masami chemicznemi, które odbierają od węgla pewne substancje, wiążą je lub rozkładają nieodwracalnie, a tem samem regenerują do pewnego stopnia węgiel.

Węgiel aktywowany nie chwyta gazów, trudno skraplających się, jak CO i HCl, to też trzeba szukać na te gazy specjalnych odczynników chemicznych. Na podstawie rozważań teoretycznych oraz praktyki okazało się, że najlepiej nadają się do chwytania kwasów granulki

sodowane zawierające wapno gaszone oraz inne substancje, jak NaOH, ziemię okrzemkową, cement portlandzki i nadmanganian sodu.

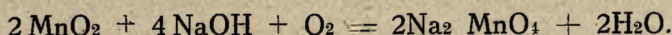
Granulki używane w pochłaniaczach są sztywne, porowate, na powierzchni nieco zawsze wilgotne. Podstawową zasadą tych granulek jest wapno gaszone $Ca(OH)_2$.

Zadaniem $Ca(OH)_2$ jest chwytanie kwasów. Jako zasada najlepiej w tym celu nadawałby się NaOH — lecz ten ostatni posiada dwie zasadnicze wady: jako bardzo higroskopijny chwytałby chciwie wodę i rozpływałby się, następnie jako silna zasada z łatwością wiązałby CO_2 z powietrza, przez co nader szybko samby się zobojętnił. Wad tych nie posiada $Ca(OH)_2$ — lecz znów ujemną jego stroną jest to, że dobrze działać może tylko w stanie wilgotnym. Ażeby więc otrzymać materjał zdatny do użycia w pochłaniaczach, należy pójść na kompromis i wykorzystać z jednej strony własności $Ca(OH)_2$, z drugiej zaś NaOH, które wzajemnie się dopełniają; a oprócz tego obecność wapna gaszonego powoduje, że zobojętniony przez CO_2 ług ponownie regeneruje się, oddając CO_2 wapnu: $Na_2CO_3 + Ca(OH)_2 = CaCO_3 + 2NaOH$.

Ażeby granulki utrzymać w stanie odpowiednio sztywnym, gdyż zarówno $Ca(OH)_2$, jak i NaOH są mechanicznie bardzo słabe, służy zwykły cement portlandzki. Cement jednak obniża wartość chemiczną granulek, redukuje kaustyczne własności wapna i sodu, poza tem wytwarza z czasem masę zbitą, nieporowatą. Celem uniknięcia tych wad, dodaje się do granulek ziemi okrzemkowej, która ze swej strony utrzymuje granulki w stanie porowatym, oraz częściowo zwiększa ich trwałość mechaniczną.

Wreszcie rola nadmanganianu sodu polega na jego własnościach utleniających w środowisku alkalicznem, co jest ważnym warunkiem; ze względu na skład granulek większość substancyj utleniających działa w odczynie kwaśnym. Do granulek ani $KMnO_4$ ani $Ba(MnO_4)_2$ nie można użwać, gdyż oba te ciała łatwo krystalizują i nie są higroskopijne — a przez to zabijają pory granulek i nietylko, że same przestają działać, ale również niedopuszczają do wnikania gazów do por granulek, wobec czego procesy mogą zachodzić tylko na stosunkowo niewielkie powierzchni. Odpowiedniem ciałem byłby związek $Mg(MnO_4)_2$ lecz ten znów jest zbyt nietrwałym oraz bardzo drogim. Od czasu, kiedy łatwym i ekonomicznym sposobem udało się otrzymać $NaMnO_4$, który pod każdym względem nadaje się do użycia w granulkach, kwestja nasycania granulek została rozwiązana. Mianowicie $NaMnO_4$

otrzymuje się przez stapianie w powietrzu braunsztynu z ługiem sodowym:



$$2MnO_2 + 4NaOH + O_2 = 2Na_2MnO_4 + 2H_2O.$$

Utlenianie Na_2MnO_4 polega na dodawaniu NaOH i Cl_2 — powstaje NaOCl, $NaClO_3$ — które w obecności pewnych katalizatorów utleniają Na_2MnO_4 przechodząc w NaCl.

W ten sposób otrzymuje się roztwór wodny, zawierający 30% $NaMnO_4$ i 6—7% NaCl. Rozczyn ten w zupełności nadaje się do nasycania granulek, co uskutecznia się przez obfite skraplanie tychże.

$NaMnO_4$ zwalcza AsH_3, akroleinę i inne ciała, łatwo ulegające utlenieniu.

Co się tyczy wapna używanego do granulek, to najlepiej nadaje się zwykłe wapno budowlane, gdyż inny gatunek, mianowicie suchy $Ca(OH)_2$, tworzy granulki albo zbyt sypkie, albo przeciwnie — zupełnie zbite, pozbawione por. Dobre wapno nie powinno zawierać więcej niż 5% MgO, Al_2O_3, Fe_2O_3 razem. Musi posiadać conajmniej 98% wody odpowiadającej wzorowi wodorotlenku wapnia, powinno być drobno sproszkowane: na sicie, zawierającem 100 oczek na 1 cal^2, nie może zostawać więcej niż 4% wapna.

Ziemia okrzemkowa musi być czysta o ciężarze gatunkowym pozornym mniejszym od 0,3.

Ług sodowy używa się techniczny, lepiej jest jeżeli nie zawiera chloru.

Przy wyrobie granulek bardzo ważną rzeczą jest dodanie odpowiedniej ilości wody — surowa masa winna mieć konsystencję kaszy lub gęstego ciasta i skład jej jest następujący:

$Ca(OH_2)$	cement	ziemia okrzemk.	NaOH	H_2O
45%	14%	6%	1%	34%

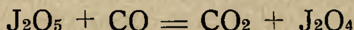
Z masy takiej wygniata się sypką, porowatą kaszę, która następnie rozwałkowuje się w plastry grubości około 1 cala. Po powolnem wysuszeniu w zimnem powietrzu cement sztywnieje, i po wysuszeniu masa ma wody około 8%. Wtedy plastry kruszą się specjalnemi maszynami, uważając, aby powierzchnia granulek nie została polerowana przez bezpośrednie zetknięcie z metalowemi częściami maszyny. Tak przygotowane granulki obryzguje się roztworem $NaMnO_4$

przygotowanym wyżej opisanym sposobem. Procent wody wzrasta skutkiem tego do 13%, a zawartość nadmanganianu wynosi 3%. Gotowe już granulki usychają powoli w zimnych suszarniach, zatrzymując skutkiem higroskopijności około 11% wody, przyczem zawsze zewnętrzna ich powierzchnia jest wilgotniejsza od jądra.

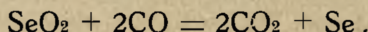
Zwalczanie CO.

Zwalczanie tlenku węgla CO jest rzeczą niełatwą, i dopiero po wojnie zjawiły się odnośne metody.

Dla chwytania CO w przyrządach laboratoryjnych używa się roztworu amonjakalnego chlorku miedziawego, co ze zrozumiałych powodów nie da się zastosować w pochłaniaczach. Próbowano stosować jako odczynniki J_2O_5 i SeO_2:



$$J_2O_5 + CO = CO_2 + J_2O_4$$



$$SeO_2 + 2CO = 2CO_2 + Se\,.$$

lecz sposoby te są bardzo kosztowne.

Praca Departamentu Górniczego (Bureau of Mines) w Stanach Zjednoczonych, wychodząc ze znanych procesów utleniania CO tlenem powietrza pod wpływem katalizatorów, naprz. rozgrzanego drutu platynowego, uwieńczone zostały pomyślnym rezultatem — mianowicie wynaleziono specjalną masę zwaną „Hopcalit", która katalitycznie utlenia CO kosztem tlenu powietrza.

Podstawowemi składnikami tej masy są MnO_2 i CuO. Używany do tej masy MnO_2 otrzymuje się działaniem silnie utleniających środków na sole manganowe.

Chodzi tu o otrzymanie dwutlenku manganu w ziarnach odpowiedniej wielkości.

Tlenek miedzi otrzymuje się z $CuSO_4$, skąd wypada w roztworze alkalicznym. Otrzymaną w ten sposób masę rozkrusza się na ziarnka. Działanie katalistyczne hopkalitu jest tak silne, że CO utlenia się w jego obecności nawet w temperaturze poniżej 0^0. Niezbędnym warunkiem katalizy jest, aby hopkalit był zupełnie suchy. Już zawartość 1% CO w powietrzu wystarcza, aby katalizator rozpalił się do czerwoności.

Hopkalit może również mieć ważne zastosowanie w przemyśle, mianowicie katalizuje on również utlenianie wodoru, lecz znacznie gorzej niż tlenku węgla. To też w mieszaninie CO i H_2 (gaz wodny) najpierw utlenia się C i w ten sposób można otrzymywać czysty wodór tanim sposobem dla procesu Habera — wiązania azotu z powietrza na amonjak. Aktywność hopkalitu jest tak znaczna, że może on, nie wyczerpując się, spalać w zwykłej temperaturze niemal nieograniczone ilości CO.

Normalna maska przeciwgazowa amerykańska nie zawiera hopkalitu, gdyż dodanie go ogromnie zwiększyłoby ciężar pochłaniacza, z drugiej zaś strony tlenek węgla nie należy do gazów bojowych i obecny bywa w powietrzu tylko w specjalnych okolicznościach, zatem do zwalczania go można stosować maski specjalne.

Amerkanie posiadają więc obecnie pochłaniacze hopkalitowe dla celów specjalnych (schrony karabinów maszynowych, czołgi oraz dla górników i robotników niektórych gałęzi przemysłu).

Zwalczanie dymów (filtry).

Normalny pochłaniacz, zawierający węgiel aktywowany oraz substancje neutralizujące, omawiane wyżej, nie zatrzymuje dymów bojowych. Z tego co mówiliśmy o działaniu pochłaniaczy widać, że robota ich nie ma nic wspólnego z pracą filtrów w całem tego słowa znaczeniu i że błędnie są one nazywane „aparatami filtracyjnemi". Co się tyczy zwalczania dymów bojowych, to tu wyłania się kwestja rzeczywistego filtrowania powietrza. Jednak i tu, jak się zaraz przekonamy, prawdziwy „filtr" nie da się zastosować.

Gęsty filtr, który zatrzymywałby mechanicznie gazy i dymy bojowe musiałby posiadać otworki mniejsze, niż średnica molekuł, a zatem byłyby zupełnie nieprzedychany. Odrzucając więc ideę filtru, musimy zatrzymać się na aparacie adsorbcyjnym, w którym ziarna wypełniającego go materjału tworzą kanały stosunkowo olbrzymie o średnicy około 10.000.000 razy większej niż średnica molekuły. O mechanicznem zatrzymywaniu gazów lub dymów nie może w tych warunkach być mowy. Gdy gaz przechodzi przez taki kanał, adsorbująco może działać tylko wewnętrzna powierzchnia kanału, i działalność ta jest powierzchniowa, to znaczy że rozciąga się jedynie na grubośćjednej molekuły gazu,—zatem tylko powłoka przepuszczanego powietrza może być odciążona z zawartości gazów. Początkowo stężenie

gazu w całym przekroju kanału jest jednakowe, w miarę zaś stykania się ze ściankami kanału strumień powietrza wyzbywa się gazu bojowego ze swej powierzchni, skutkiem czego powstaje pewna różnica stężenia gazu w jego strudze osiowej i na brzegu, co wywołuje dyfuzję gazu od osi strugi ku powierzchni.

W miarę jak dyfuzja ta postępuje naprzód, struga osiowa staje się coraz bardziej rozcieńczona, aż w końcu wychodzi z pochłaniacza już pozbawiona gazu bojowego przynajmniej o tyle, ile tego wymaga rzeczywista granica jego napastliwości.

Wynika stąd, że przy wszystkich innych jednakowych warunkach pochłaniacz będzie oczyszczał strumienie powietrza przezeń sączone tem prędzej, im prędzej odbywa się proces dyfuzji gazu bojowego w tych strumieniach. Prędkość dyfuzji będzie zależała:

1) od ciężaru molekularnego gazu,

2) od temperatury bezwzględnej,

3) od różnicy stężeń w strudze osiowej i na powierzchni, która będzie tem większa, im energiczniej ścianki kanału chłoną gaz bojowy;

4) ostateczne oczyszczenie się gazu odbędzie się tem prędzej, im mniejszą odległość wypadnie mu wędrować od osi strumienia do powierzchni, to jest im węższe będą same kanały.

Co do realnej wartości tych wszystkich wpływów, to prawdopodobnie najmniej znacznym praktycznie jest wpływ temperatury przedewszystkiem dlatego, że chodzi tu o temperaturę bezwzględną, której wpływ ponadto osłabia się przez tę okoliczność, że prędkość dyfuzji wzrasta w stosunku prostym do pierwiastka kwadratowego z tej temperatury; a powtóre dlatego, że podniesienie temperatury, przyśpieszając w pewnej mierze szybkość dyfuzji, osłabia siłę chłonną adsorbującego materjału, skutkiem czego zmniejsza różnicę stężeń w strudze osiowej i na powierzchni strumienia. W ostatecznym wyniku należytej sprawności pochłaniacza sprzyja raczej niższa temperatura niż wysoka.

Również zbyt wielkiej wagi nie należy przywiązywać do zmniejszenia kanałów chłonnych pochłaniacza (nie mówi się tu o porach w ziarnach materjału adsorbującego, lecz o kanałach między ziarnami), gdyż zwężeniu temu stoi na przeszkodzie wzrost oporu pochłaniacza; zatem co zyskałoby się na ewentualnem zwężeniu tych kanałów, to musiałoby być powetowane odpowiedniem skróceniem długości i zmniejszeniem grubości warstwy chłonnej.

Pozostają zatem 2 główne czynniki: ciężar molekularny gazu adsorbowanego i siła chłonna masy adsorbującej.

Co do ciężaru molekularnego, to ten nie może być zmieniany w znacznych granicach, gdyż różnica w ciężarze molekularnym najcięższych i najlżejszych używanych ciał bojowych może osiągać najwyżej 1000%.

Profesor Szyłow, robiąc w Rosji w 1917 r. pomiary szybkości pochłaniania gazów w zależności od średnicy kanałów, wykazał, że szybkość ta jest w stosunku odwrotnym do średnicy ziarnek masy pochłaniającej, nie zaś do kwadratu ich średnicy, jakby to wydawało się na pierwszy rzut oka.

Mianowicie ziarnka materjału chłonnego, które są mniejwięcej kuliste układają się w taki sposób, że pomiędzy niemi pozostawać muszą pewne kanały. Kanały te można traktować jako rurki, których przekrój stanowi trójkąt kulisty, złożony z łuków trzech stykających się ze sobą kół. Rurki te pochłaniają też swą powierzchnią wewnętrzną i oczywiście tem skuteczniej, im więcej jest tych rurek w pochłaniaczu i im większa jest ich powierzchnia chłonna. Powierzchnia takiego kanału wyraża się wzorem: S = c. p. l., gdzie przez „p" oznaczamy obwód kanału, przez „l" jego długość.

Obecne pochłaniacze wypełniane są ziarnkami węgla mniejwięcej jednakowej wielkości. Możnaby dobrać ziarenka znacznie mniejszej wielkości tak, że nie zwiększając objętości pochłaniacza można ziarenka te umieścić w ten sposób, aby zajęły miejsca w kanalikach międzyziarnkowych, — przez co uzyskalibyśmy ogromne zmniejszenie przekroju kanałów, a tem samem zwiększenie siły chłonnej. Czy to da się uskutecznić i w jaki sposób, wobec zwiększenia oporu pochłaniacza — okażą odnośne próby.

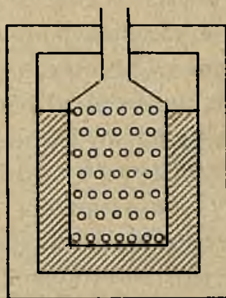
Na zakończenie nie można również pominąć roli, jaką przy powierzchniowem pochłanianiu gazów bojowych ze strumienia, przechodzącego przez kanaliki chłonne, poza dyfuzją odgrywa znana własność tworzenia wirów przez strumienie gazów skutkiem tarcia o powierzchnię wewnętrzną kanałów. W ten sposób następuje pewne wymieszanie warstw, które już oddały gaz ściankom kanałów z warstwami o większym stężeniu — a przez to doprowadzenie do powierzchni wewnętrznej kanałów nowej ilości bardziej stężonych gazów.

Pochłaniacze angielskie w pierwszym swym okresie posiadały u góry i u dołu warstwy waty, co prawdopodobnie miało na celu tylko ochronę węgla aktywowanego przeciw wysypywaniu się przez siatkę.

Gdy na polu walki pojawiły się sternity w postaci dymu o stosunkowo dużych zawiesinach, wata nie zatrzymywała ich. Niemcy przeciw sternitom zastosowali bibułę filtracyjną, którą pod postacią

krążka w ramce nakładali na zwykłe pochłaniacze, co nadzwyczajnie zwiększało opór. W miarę rozwoju techniki gazów bojowych pojawiły się w użyciu tak subtelne dymy, że „Schnapdeckel" maski niemieckiej nie były w możności ochronić od nich. W Ameryce celem zatrzymywania dymów zastosowano filc wełniany, który w najnowszych pochłaniaczach przedstawia sobą dość zwartą miękką warstwę, grubości 3—4 milimetrów. Filc taki doskonale zatrzymywał kurz, lecz dymy subtelne przezeń przenikały, i dlatego Amerykanie obrabiają specjalnym sposobem powierzchnię takiej warstwy i na tej powierzchni osadzają sadzę, uzyskując w ten sposób filtr nieprzepuszczalny, jak sami twierdzą dla wszystkich nawet najsubtelniejszych dymów bojowych.

Skutkiem zastosowania filtrów przeciw dymom bojowym wzrósł opór pochłaniacza. Aby więc umożliwić oddychanie, musiano zwrócić się ku zwiększeniu powierzchni filtracyjnej. Można to osiągnąć albo drogą zwiększenia pochłaniacza, co jest rzeczą niemożliwą, albo też drogą specjalnej konstrukcji pochłaniacza, co zostało rozwiązane w najnowszych pochłaniaczach amerykańskich. Mianowicie Amerykanie wyszli z założenia, że, zaprowadzając filtrowanie przez boczną powierzchnię pochłaniacza, uzyskuje się przy odpowiedniej konstrukcji o wiele większą powierzchnię filtrującą Aby powierzchnię tę jeszcze bardziej zwiększyć, skonstruowali oni pochłaniacz o przekroju eliptycznym, przez co w stosunku do objętości zwiększa się obwód. Pochłaniacz ten jest zbudowany w sposób następujący:



Rys. a.

Rura oddechowa, rozszerzona butelkowato, na powierzchni bocznej pokryta jest małemi otworkami. Zzewnątrz owinięta jest jedną warstwą gazy. Rozszerzona część umieszczona jest w puszce, posiadającej również na całej powierzchni bocznej otworki, przestrzeń między ściankami tej puszki i rurą oddechową wypełniona jest węglem aktywowanym zmieszanym z granulkami wapna sodowanego w ten

sposób, że warstwa węgla sięga wyżej niż dziurki puszki i rury oddechowej. Ażeby węgiel nie przesypywał się w puszce, przez co mogłyby się utworzyć duże kanały przepuszczające zatrute powietrze, — od góry jest on zaciskany przez silną sprężynę. Z zewnątrz puszka zaszyta jest w pochwę z odpowiednio spreparowanego filcu, mającą na celu zatrzymywanie dymów bojowych.

Zkolei puszka ta umieszczona jest w puszce zewnętrznej, ochraniającej, zaopatrzonej w górnem dnie w 2 zawory wdechowe. Dla zabezpieczenia tych zaworów puszka zewnętrzna posiada pokrywkę z otworami po bokach dla wpuszczania powietrza.

Ubrania ochronne i obrona przeciw ciałom parzącym.

Wszystko, cośmy dotychczas mówili, dotyczy obrony dróg oddechowych. Z chwilą jednak zastosowania gazów bojowych, atakujących całą powierzchnię ciała, przenikających przez zwykłe ubranie i buty, musiano pomyśleć o ochronie całej powierzchni ciała.

Niemcy, aby uchronić swych żołnierzy od działania iperytu, polecili początkowo smarowanie całego ciała breją z chlorku wapna niszczącego iperyt. Jednakże nietylko, że sposób ten okazał się zupełnie niepraktycznym, lecz nawet wywoływał poważne oparzenia skóry, wskutek żrących własności chlorku wapna, wobec czego musiał być zarzuconym. Pomyślano zatem o szczelnem zaizolowaniu żołnierza od otaczającej atmosfery przy pomocy nieprzepuszczalnej materji, lecz i tu napotkano wielkie trudności: iperyt przesiąka z nadzwyczajną łatwością przez tkaniny, skórę i gumę — jedynie płótno impregnowane olejem lnianym przez pewien krótki czas mogło chronić od iperytu. Jednakże takie izolujące ubranie posiada wielkie wady: przedewszystkiem w olbrzymim stopniu osłabia zdolność bojową żołnierza, krępując jego ruchy, przeszkadzając swobodnemu parowaniu powierzchni ciała i t. p.

Jedynie niektóre tylko oddziały specjalne, jak saperzy, sanitarjusze, wojska chemiczne, drużyny odkażające mogą posiadać taki ekwipunek przeciwgazowy, jednak należy się z nim obchodzić nadzwyczaj ostrożnie, aby iperytem pokrywającym go od zewnątrz nie zakazić zarówno samego siebie, jak innych żołnierzy.

Biorąc pod uwagę, że w ubraniu ochronnem żołnierz może wytrzymać kilka godzin, należy dążyć, aby ubranie impregnowane nie przepuszczało iperytu w ciągu 6—10 godzin, natomiast aby było mniej sztywne i więcej miękkie.

Inż. SMOLEŃSKI DIONIZY.

OKREŚLONE WŁASNOŚCI BALISTYCZNYCH POCISKÓW K. M. DROGĄ WYKRESÓW.

Sieci balistyczne do użytku artylerji są znane i stosowane oddawna we wszystkich prawie krajach. Ostatnio prof. Bingen, radca techniczny Komisji Uzbrojenia w Belgji, opublikował metodę zastosowania wykresów sieci balistycznych do określania własności balistycznych pocisków k.m. Metoda ta wprawdzie nie odbiega od metod artyleryjskich i gdzieindziej stosowanych, podajemy ją jednak na tem miejscu z tego względu, że dotychczas w literaturze polskiej publikowana nie była.

Metoda ta według prof. Bingen'a przedstawia się w zarysie następująco:*)

Teoretyczna balistyka zewnętrzna jest w możności obliczyć z dowolną dokładnością elementy geometryczne i kinetyczne torów zwanych balistycznemi.

Balistycznym nazywamy tor opisywany przez pocisk w następujących warunkach:

1. Pocisk przyjmuje się jako punkt (środek ciężkości), wobec czego odpadają ruchy nutacji początkowej i precesji pocisku naokoło środka ciężkości.

---

[1]) J. N. Bingen „Determination d'un critère des qualités balistiques des balles de mi" — Bulletin Belge de Sciences Militaires — Rok 1931, Revue Technique, 3-ci trimestr, str. 171.

2. Opór powietrza wyraża się wzorem. $R = m.\ C_0.\ e^{-hy}.\ F(v)$ gdzie m = masa pocisku; C_0 = spółczynnik balistyczny pocisku $e^{-hy} = \frac{\Delta}{\Delta_0}$ — stosunek ciężaru 1 m³ powietrza Δ na wysokości y do ciężaru 1 m³ powietrza Δ_0 na początku toru; $F(v)$ = funkcja średniej szybkości ustalona doświadczalnie w Gâvres dla pocisków cylindryczno-ostrołukowych.

3. Parametry główne: V_0 (szybkość początkowa), C_0 i φ (kąt rzutu) są znane.

4. Parametry drugorzędne są oznaczone: $\Delta_0 = 1{,}208$ kg/m³ (co odpowiada ciśnieniu barametrycznemu $H_0 = 750$ mm. słupa rtęci, temperaturze $= +15^0$ i stanowi wilgotności $E_0 = 0$). Wiatr $(W) = 0$.

Przy zachowaniu tych warunków tor balistyczny jest regularny i można określić główne jego elementy, któremi są:

1. Elementy puntu upadku pocisku: X (donośność), ω (kąt upadku), V (szybkość pozostała w punkcie upadku) i T (czas przelotu).

2. Elementy wierzchołkowe: x_s (odcięta), y_s (rzędna), v_s (szybkość wierzchołkowa) i t_s (czas przelotu do wierzchołkowej).

W ten sposób można obliczać systematycznie główne elementy róznych torów, odnoszących się do jakichkolwiek pocisków pod następującemi warunkami:

1. Pociski te muszą być postawione w „normalne“ warunki określone wyżej (1—4).

2. C_0 jest znany, określony równaniem $\frac{a^2}{p}\Delta_0 i$, gdzie a jest kalibrem, p — ciężarem pocisku, Δ_0 ciężarem 1 m³ powietrza na początku toru oraz i wskaźnikiem balistycznym uwzględniającym:

a) zdolność pocisku przebijania warstw powietrza, co oczywiście zależy od kształtu i natury powierzchni pocisku;

b) wprowadzenie krzywej $F(v)$ do obliczeń dotyczących pocisków odmiennego kształtu od tych, przez strzelanie których krzywą tę wykreślano;

c) przyjęcie jako prawa zmienności ciężaru 1 m³ powietrza zależności $\frac{\Delta}{\Delta_0} = e^{-hy}$, podczas gdy rzeczywiste prawo jest znacznie bardziej złożone.

3. Znamy V_0, otrzymane bądź z obliczeń wykonanych z pomocą metod półeksperymentalnych balistyki wewnętrznej, bądź przez określenie na chronografie.

4. Nadajemy kątowi φ serję wartości zawartych między kątami rzutu w granicach dopuszczalnych przez samą budowę sprzętu.

Taka metoda jest bardzo żmudna, gdyż obliczanie toru z wystarczającą dokładnością wymaga wielu godzin kreśleń, a obliczenia pośrednie między punktem wyjściowym (początek toru) i punktem przyjścia (punkt upadku) nie mogą służyć do żadnego innego sprzętu, ponieważ zawierają one wartości V_0 i C_0 właściwe wyłącznie danemu sprzętowi.

Dlatego też powstała myśl systematycznego obliczenia elementów odpowiadających pewnej liczbie torów, określonych w założeniu przez połączenie między sobą pewnej liczby wartości ich głównych parametrów: C_0, V_0 i φ; pracę tą wykonano w czasie wojny światowej zbiorowym wysiłkiem wielu współpracowników.

Wartości dla C_0 zawarte są od 0 do 20.10^{-4} przy zmianie co 10^{-4};

dane dla φ zawarte są od 0^0 do 90^0 przy zmianie co 5^0;

dane dla V_0 zawarte są od 300 do 1000 m/sek. przy zmianie co 100 m/sek.

Te wartości razem połączone tworzą około 800 torów. Dla jakiegokolwiek więc toru określonego np. przez $V_0 = 800$ m/sek., $C_0 = 5.10^{-4}$; $\varphi = 25^0$, wystarczy znaleźć arkusz obliczeń zatytułowany $V_0 = 800$; $10^4 C_0 = 5$; $\varphi = 25^0$, aby w nim znaleźć wartości obliczone: X, ω, V, T oraz X_s, y_s, v_s t_s.

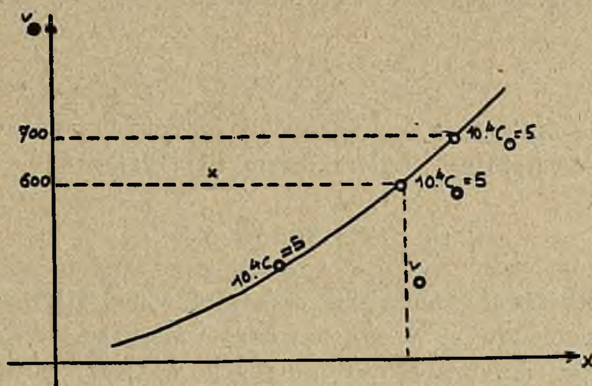
Aby zaś otrzymać elementy takiego toru jak: $V_0 = 823$ m/sek., $C_0 = 5{,}6.10^{-4}$ i $\varphi = 27^0$, wystarczy przeprowadzić interpolację między torami:

1) $V_0 = 800$, $10^4 C_0 = 5$, $\varphi = 25^0$

2) $V_0 = 900$, $10^4 C_0 = 6$, $\varphi = 30^0$

Dla dalszego ułatwienia tych obliczeń, rezultaty ich przeniesiono na wykresy. Jeden arkusz wykresów obejmuje wszystkie dane obliczeniowe np. dla $\varphi = 25^0$. Jeśli wybierzemy jeden arkusz obliczeń np. $V_0 = 600$ i $10^4 C_0 = 5$, na osi Y naniesiemy $V_0 = 600$, a na osi X wartości *donośności obliczonej*,—otrzymamy wtedy jeden punkt wykresu, który nazwiemy $10^4 C_0 = 5$. Tak samo postąpimy dla $V_0 = 700$ i $10^4 C_0 = 5$ i t. d. Połączywszy teraz krzywą ciągłą te otrzymane punkty, otrzymamy krzywą $10^4 C = 5$. (Rys. 1)

W identyczny sposób możemy utworzyć inne krzywe odpowiadające $10^4 C_0 = 1, 2, 3 \ldots\ldots = 20$. (Rys. 2)

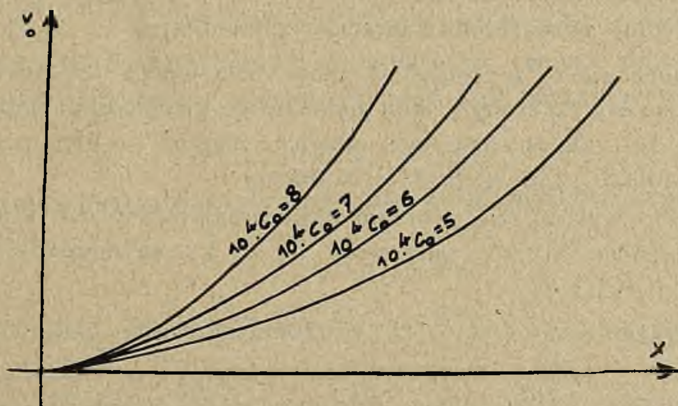


Rys. 1.

Mając to, możemy stworzyć podobne wykresy dla $\varphi = 5, 10, 15^0, .$ Zbiór tych 19 wykresów stanowi *sieć balistyczną donośności* (réseau).

Użycie takiej sieci jest bezpośrednie: niech będzie do znalezienia donośność X toru, określonego przez V_0, C_0 i φ; szukamy w sieci wykresu zatytułowanego $\varphi = \ldots\ldots$: na tym wykresie nanosimy na osi V_0 wartość wskazaną szybkości początkowej i prowadzimy równoległą do osi X, aż do spotkania danej na krzywej oznaczonej $10^4 C_0$ (wprost lub przez interpolację); szukana donośność jest odciętą punktu napotkanego.

Sieć taka analitycznie wyraża, że X należy od danych wartości V_0, C_0 i φ; czyli, że sieć przedstawia graficznie funkcję, któ-



Rys. 2.

rej wyraźna postać jest zresztą nieznana:

$$X = f(V_0, C_0 \varphi)$$

Te same obliczenia wykonano dla innych elementów głównych, i zbiór sieci kompletny zawiera osiem sieci dających

$$X,\ \omega,\ V,\ T \text{ oraz } x_s,\ y_s,\ v_s,\ t_s$$

Sieci te zostały następnie skompletowane, gdyż spółczynniki balistyczne pocisków są w rzeczywistości większe od 20, i wobec tego obliczenia dotyczyły następujących wartości głównych parametrów:

$$10^4 C_0 = 19,\ 21,\ 23 \text{ i } 25$$

$$V_0 = 600,\ 700,\ 800 \text{ i } 900$$

$$\varphi = 2^0,\ 5^0,\ 10^0,\ 15^0,\ 20^0,\ 25^0 \text{ i } 30^0$$

Lecz sieci te nie wystarczają; w rzeczywistości wartości wtłoczone w *warunki normalne*, jakim podlegają parametry, mogą ulec zaburzeniom; a więc szybkość tabelarna może zostać zakłóconą bądź to z przyczyny broni (zużycie), bądź partji prochu, bądź też z przyczyn ogólnych (dv_0); spółczynnik balistyczny C_0 może być zakłócony bądź zmianą ciężaru p pocisku, bądź zmianą Δ_0 (gdy T_0 jest różne od 15_0, H_0 od 750 mm. i E_0 od 0); kąt rzutu φ może być zakłócony np. przez błędny podział celownika.

Zaburzenia te z reguły są małe, lecz wpływ ich na elementy główne jest wystarczający, aby należało go uwzględnić: ponadto zaburzenia lub zmiany są tak małe, że można do nich zastosować w obliczeniach rząd wielkości różniczek.

Przeto wyłania się problem obliczenia zmiany dX, której podlega donośność X, gdy parametry V_0, C_0 i φ są poddane zaburzeniom dV_0, dC_0 i $d\varphi$.

Wyrażenie $X = f\ (V_0,\ C_0,\ \varphi)$ zróżniczkowane całkowicie daje:

$$dX = \frac{df}{dv_0} dv_0 + \frac{df}{dC_0} dC_0 + \frac{df}{d\varphi} d\varphi \qquad \text{przyczem}$$

$$\frac{df}{dv_0} = \psi_1 (v_0, C_0, \varphi)$$

$$\frac{df}{dC_0} = \psi_2 (v_0, C_0, \varphi)$$

$$\frac{df}{d\varphi} = \psi_3 (v_0, C_0, \varphi)$$

Zresztą można te wyrażenia uczynić niezależnemi od φ, wyciągając $\varphi = \Theta (V_0, C_0 X)$ z $X = f(V_0, C_0, \varphi)$ i wstawiając φ do tych wyrażeń; otrzyma się:

$$\frac{df}{dv_0} = \varepsilon_1 (v_0, C_0, \varphi)$$

$$\frac{df}{dC_0} = \varepsilon_2 (v_0, C_0, \varphi)$$

$$\frac{df}{d\varphi} = \varepsilon_3 (v_0, C_0, \varphi)$$

Wyrażenia te mogą być obliczone i przyjmują nazwę *spółczynników różniczkowych głównych*

$$\frac{df}{dV_0} = C_{v0} \quad , \quad \frac{df}{dC_0} = C_{c0} \quad , \quad \frac{df}{d\varphi} = C_\varphi$$

Możemy z nich zbudować wykresy w ten sam sposób, jak dla elementów głównych; widzimy więc, że dla obliczenia zmian dX, powstałych na skutek dV_0, wystarczy zajrzeć do wykresu zatytułowanego $10^4 C_0$, tam nanieść X, wykreślić rzędną do krzywej V_0 i stamtąd odczytać na rzędnej wartość C_{v0}; poczem wyprowadzamy

$$dX = C_{v0} \, . \, dV_0$$

Przez analogję ze wzorem dla spółczynników różniczkowych przyjęto:

$$dX = C_{wl} \, . \, W_l$$

$$dZ = C_{wt} \, . \, W_t$$

W_l i W_t są wiatrami balistycznemi wzdłuż i wpoprzek osi strzału. Obliczenie daje wyrażenie spółczynnika wiatru:

$$C_{wl} = f\ (C_0,\ V_0,\ X)$$

$$C_{wt} = f\ (C_0,\ V_0,\ X)$$

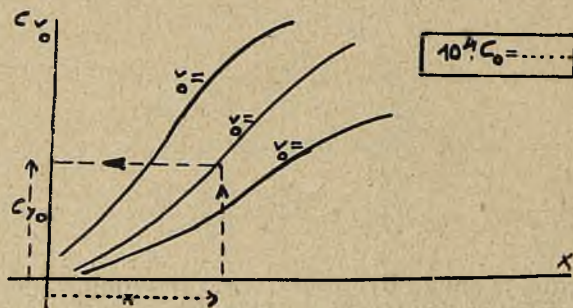
i te spółczynniki możemy nanieść na wykresy.

Oto dla przykładu użycie sieci:

1) określić X i ω dla pocisku c. k. m. o spółczynniku balistycznym $10^4\,C_0 = 23$, wystrzelonego z szybkością początkową 750 m/sek. pod kątem rzutu 27°.

Sieć główna da natychmiast na arkuszu $10^4\,C_0 = 23$:

$$X = 4760 \text{ m},$$



Rys. 3.

2) określić $d\,X$, gdy warunki chwili są następujące:

$$\left.\begin{array}{l} T_0 = 0^0 \\ H_0 = 775 \text{ mm.} \end{array}\right\} \text{ co powoduje } d\,C_0 = 10^4 \,.\, 1{,}8$$

$$W_l = 20 \text{ m. stały}$$

$$d\,V_0 = -12 \text{ m/sek.}$$

Sieci spółczynników różniczkowych dają:

$$C_{c0} = -128 \text{ m.}$$

$$C_{wl} = -26\tfrac{1}{2} \text{ m.}$$

$$C_{v0} = -2,3$$

Stąd

$$dX = (dv_0\, C_{v0} + W_l\, C_{wl} + d\,C_0 \,.\, C_{c0}) = 12.2{,}3 - 20.26{,}5 - 1{,}8.128 =$$
$$= -787 \text{ m.}$$

Należy podkreślić wielkość tych poprawek, które wynoszą 17% donośności.

Wyobraźmy sobie teraz, że ze sprzętem, który mamy ocenić, przeprowadziliśmy strzelanie duża ilością strzałów i z tego strzelania wyciągnęliśmy średnią donośność; ta donośność doświadczalna nie będzie równa donośności obliczonej. Dlaczego?

Powiedzieliśmy już, że spółczynnik balistyczny został wybrany jako wynik wielu błędów; drugie przyczyny błędów znane, lecz z których nie można obliczyć wyników, dochodzą do tych błędów pierwszych i powodują, że obliczenia nie mogą dawać a priori tych samych rezultatów co i doświadczenia; wiemy, że w rzeczywistości pocisk nie porusza się w powietrzu jako punkt materjalny: wskutek pchnięcia początkowego i skośności osi pocisku w stosunku do stycznej do toru środka ciężkości, pocisk jest wciągnięty w ruch wspinania się który jest obrotem naokoło osi poziomej prostopadłej do pionowej płaszczyzny stycznej. Wiemy, że dla osłabienia tego ruchu nadajemy pociskowi bardzo szybki obrót dokoła swej osi; obrót ten łączy się z obrotem wspinania się, aby wytworzyć ruch żyroskopowy, którego skutkiem jest hamowanie obrotu wspinania i sprowadzenie skośności pocisku do minimum na osi opadającej toru. Poprostu mówimy, że ruch żyroskopowy wprowadza pocisk w tor.

Ten bardzo złożony ruch, który na początku objawia się ruchem nutacji dość gwałtownie znikającej w dobrych pociskach i ruchem precesji — jest możliwy do obliczenia, lecz rezultaty są jeszcze zbyt złożone, aby mogły być wyzyskane z korzyścią.

Główne elementy toru są zaburzone przez ten ruch: z jednej strony np. donośność jest zmieniona w sposób niedający się praktycznie określić, a z drugiej strony tor odchyla się w bok i wychodzi z płaszczyzny strzału.

Żądamy więc od C_0, aby miał wartość uwzględniającą zmiany spowodowane ruchem żyroskopowym.

Stwierdzamy, że rachunek nie wystarcza dla ścisłego obliczenia elementów toru danego pocisku, wskutek niemożliwości wprowadzenia do rachunku ścisłej wartości C_0, od której wymagamy, aby uwzględniała nietylko kształt i stan powierzchni pocisku, lecz także liczne wyrównania, z których najważniejszemi są: uwzględnienie średniego prawa $F(v)$ i prawa ruchu żyroskopowego.

Ta nieścisła znajomość została uwidoczniona przez doświadczenie, jeśli obliczamy donośność X, a także czas trwania lotu T, —

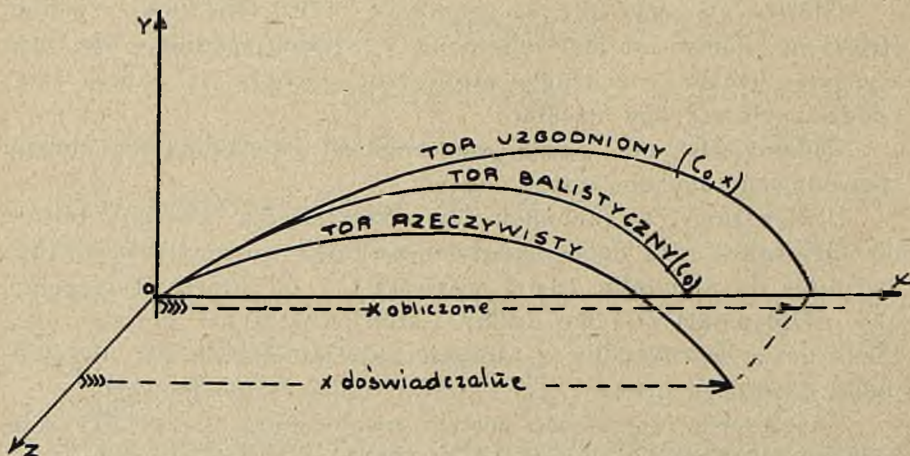
mówię tylko o tych dwu elementach łatwo dostępnych dla doświadczeń, — znajdziemy wielkości różniące się od otrzymanych w strzelaniach. W tych warunkach jest się zmuszonym do określenia przez strzelania właściwej wartości dogodnej $C_{0,x}$, która łączyłaby rezultaty obliczeń z rezultatami strzelania pod względem donośności, a również $C_{0,t}$ pod względem czasu przelotu; spółczynniki te nazywamy *spółczynnikami balistycznemi uzgodnionemi,* ponieważ godzą one teorję z praktyką.

Doświadczenie wskazuje, że spółczynnik uzgodniony zmienia się wraz z elementem, do którego się odnosi; a więc $C_{0,x} = f(X)$; określamy tedy spółczynnik uzgodniony jako parametr początkowy któremu doświadczenie wyznacza wartość uzgodnienia tego rodzaju, że jeśli ją wprowadzimy do obliczeń elementu, który się uzgadnia, daje ona elementowi tę samą wartość co strzelanie.

Tor określony przez elementy obliczone zapomocą spółczynników balistycznych uzgodnionych i uzgodniony z elementami określonemi doświadczalnie nazwany jest *torem uzgodnionym* lub torem odniesienia.

Figura na rys. 4. jasno wykazuje zależność istniejącą między temi torami.

Jeśli tak jest, to czy możliwem jest określić te spółczynniki uzgodnione? Owszem, jest to przedmiotem strzelań balistycznych, których technikę pokrótce wyłożymy.



Rys. 4.

Strzelania balistyczne są to strzelania dokonane na poligonie przy wszelkich możliwych gwarancjach porównania jednego strzału z drugim.

Problem rozwiązuje się następująco:

mamy dane:

1) warunki chwili otrzymane przez badanie i pomiary — $\triangle'_0$ zamiast $\triangle_0 = 1{,}208$ (jeśli T'_0 i H'_0 są zamiast 15^0 i 750 mm): W_l i W_t zamiast $W = 0$.

2) elementy strzału:

kąt podniesienia I mierzony od dokładnego poziomu.

Szybkość początkowa dnia $V_{0,j}$ — mierzona przy strzale na szybkość i różna od V_0 tabelarycznej.

Średnia donośność doświadczalna X_m mierzona po strzelaniu.

Chcemy określić:

1) Spółczynnik balistyczny uzgodniony donośności $C_{0,x}$ w warunkach normalnych.

2) Zależność: $C_{0,x} = f(X)$.

3) Zależność: $I = f(X)$, dla włączenia do tabel, przy X zmiennem co 50 lub 100 m.

Określenie $C_{0,x}$ wykonywa się w sposób następujący: z wartościami (X_m, $V_{0,j}$, I) zwracamy się do wykresu donośności i stamtąd wyciągamy spółczynnik balistyczny zbliżony $C'_{0,x}$; (jest on zbliżony, gdyż nie odpowiada normalnym warunkom strzelania).

Znając $C'_{0,x}$, $V_{0,j}$ i I możemy użyć sieci wiatru i oznaczyć zbliżoną poprawkę dX dla wiatru. Otrzymamy wtedy donośność zbliżoną zmniejszoną o zmiany wiatru.

$$X' = X_m - dX.$$

Mając to, znów wracamy do wykresu donośności z (X', $V_{0,j}$ i I) i otrzymujemy wartość $C''_{0,x}$ pomniejszoną o działalność wiatru. Z ($C''_{0,x}$, $V_{0,j}$ i I) obliczamy znów dX' dla wiatru i X'' pomniejszone o wiatr. Pracujemy tak aż do chwili, gdy dwie wartości bezpośrednie $C_{0,x}$ nie będą się różniły od siebie więcej niż o wielkość niższą od dokładności sieci.

Wreszcie zmniejszamy otrzymany $C_{0.x}$ (np. C'''_{0x}) o wpływ zaburzeń $d\Delta_0 = \Delta'_0 - 1{,}208$ zakładając

$$\frac{C_{0,a}}{C'''_{0x}} = \frac{\Delta}{\Delta'_0} \quad \text{skąd} \quad C_{0,a} = C'''_{0,x} \frac{1208}{\Delta'_0}$$

Otrzymamy w ten sposób spółczynnik zbliżony, zmniejszony o wiatr i o $d\Delta_0$.

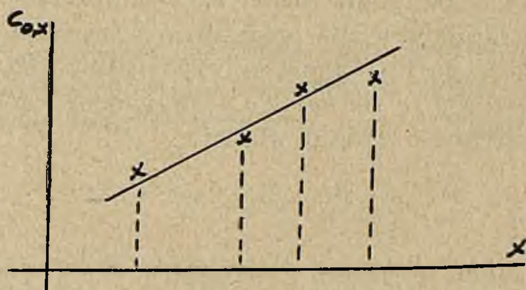
Przystępujemy z ($C_{0,x}$; $V_{0,x}$; I) do sieci donośności i otrzymujemy X_a zmniejszone o wiatr, $d\Delta_0$ i $d V_0 = V_{0,j} - V_0$

Przystępujemy wreszcie z (I, V_0, X_0) do sieci poprawek i oznaczamy ostatni raz zmiany dX przez wiatr, $d\Delta_0$ i dV_0 i wyciągamy donośność z tabel.

$$X = X_m - \sum dx$$

Przystępując ostatecznie z (V_0, I, X) do sieci donośności otrzymujemy $C_{0,x}$.

Dla otrzymania krzywej $C_{0,x} = f(X)$ wykonywamy strzelania balistyczne pod trzema lub czterema kolejnemi kątami, redukujemy strzelania w sposób dopiero co określony i rezultaty oznaczamy graficznie. Punkty te łączymy średnią linją $C_{0,x} = f(X)$. Oznaczenie dalej krzywej $I = f(X)$ jest bardzo proste: niech będzie do określenia I dla $X = 3000$ m.; zaczynamy od naniesienia na wykres $C_{0,x} = f(X)$ wartości $C_{0,3000}$ odpowiadającej 3000; następnie przystępujemy do wykresu donośności z (3000, V_0, $C_{0,3000}$) i stamtąd wyciągamy I (w rzeczywistości φ, od którego odejmujemy kąt podrzutu). (Rys. 5).



Rys. 5.

Z samej definicji spółczynnika uzgodnienia wiemy, że donośność obliczona 3000, odpowiadająca kątowi I, będzie równa średniej donośności, jaką otrzymamy przy strzelaniu w warunkach normalnych. Ze strzelania wyciągamy ' poważny wniosek: dzięki czterem strzelaniom balistycznym, poprzedzonym strzelaniem na szybkość i do tarczy (dla określenia podrzutu) możemy określić tabele strzelnicze dla broni, którą badamy; zalety tej metody rzucają

się w oczy: oszczędność i ścisłość łączą się dla nakazania tego sposobu postępowania.

Przechodzę do ostatniego punktu omawianej rozprawy: krzywa $C_{0,x} = f(X)$ nie jest tylko oszczędną macierzą tabel strzelniczych lecz tworzy kryterjum pewne właściwości balistycznych badanych pocisków.

W rzeczywistości trzy właściwości charakteryzują balistycznie pocisk w całości łącznie z danemi parametrami początkowemi: maksymalna donośność, płaskość toru i rozrzut.

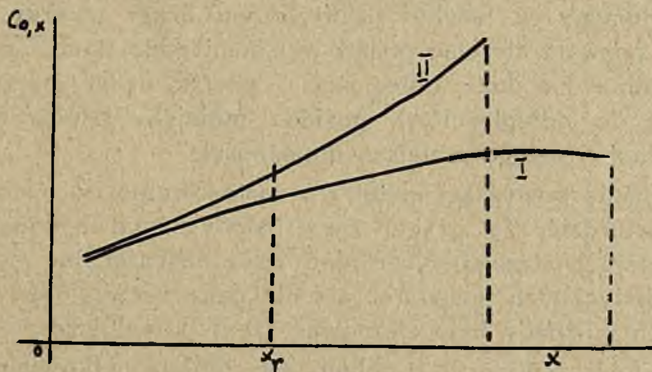
Wykres $C_{0,x} = f(X)$ odpowiada bezpośrednio pierwszej właściwości: daje ona na wykresie wartość X_m odpowiadającą kątowi strzału maksymalnemu dopuszczalnemu dla danego sprzętu.

Co do płaskości, to wyprowadza się ją przez porównanie krzywych $C_{0,x} = f(X)$; ten pocisk będzie miał tor mniej płaski który dla danej donośności ma wyższy spółczynnik balistyczny. Istotnie spółczynnik balistyczny wyraża nie tylko zdolność pocisku do przenikania warstw powietrznyah, lecz także sprawy zaburzeń nieobliczalne, a im wyższy jest C_{0x}, tem wyższy będzie kąt I potrzebny do osiągnięcia X, i tor ten będzie mniej płaski.

Wreszcie jedna z przyczyn najpoważniejszych zaburzeń, którą jest złe zachowanie się pocisku na torze, zostanie natychmiast odkryta przez nadmierny przyrost C_{0x}; ponieważ w tem leży przyczyna przeważająca nadmiernych rozrzutów, możemy stwierdzić, że taki wzrost zaznaczy się złemi rozrzutami.

Dla przykładu oto dwie balistyczne interpretacje krzywych otrzymanych z dwu różnych pocisków. (Rys. 6).

Pociski I i II porównywa się z punktu widzenia płaskości toru aż do donośności X_r; pocisk pierwszy jest nieco lepszy. Z punktu



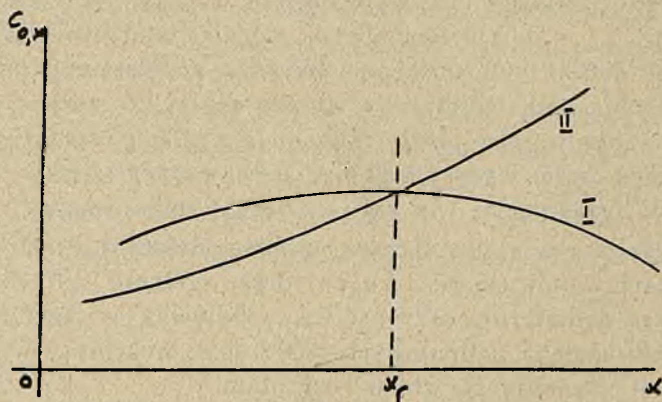
Rys. 6.

widzenia rozrzutu pocisk pierwszy uzyskuje zapewne przewagę, gdyż gwałtowne wznoszenie się krzywej drugiej wskazuje na złe zachowanie się pocisku na torze. (Rys. 7).

Z punktu widzenia płaskości toru, pocisk drugi ma wyższość aż do odległości X_r.

Z punktu widzenia donośności pierwszy (*I*) góruje, jak również i z punktu widzenia rozrzutu.

Wnioskujemy z tego, że technika artyleryjska ustaliła kryterjum łatwe, proste i oszczędne dla oceny względnych własności balistycznych dwu pocisków poddanych próbie. Od tego momentu należy do odpowiedzialnych autorytetów taktycznego użycia broni



Rys. 7.

narzucić warunki wyboru najlepszego pocisku; dla ustalenia tych myśli wyłożymy w języku praktycznym drugi wykres — pocisk pierwszy pozwala strzelać ponad własnemi oddziałami i na strzelanie dokładne na duże odległości — pocisk drugi ma tor bardzo płaski aż do odległości X_r, posiada mniejszą celność na dużych odległościach i osiąga mniejsze donośności.

Odnośnie powyższej metody w zastosowaniu do pocisków k.m. należy stwierdzić, że użycie sieci balistycznych z dodatkiem zaledwie czterech strzelań może dać dane orjentacyjne co do własności balistycznych pocisków, ale nie dane bezwzględne t. j. takie, na których możnaby było zbudować tabele strzelnicze.

Przedewszystkiem 4 strzelania nie zdołają całkowicie określić wpływów atmosferycznych dlatego, że przy strzelaniach mierzymy

średni stan atmosfery, a nie faktyczny (zmienny), poza tem dlatego, że obliczenia wpływ ten uwzględniające są obliczeniami jedynie przybliżonemi. Określenie celności pocisków przy pomocy tylko 4 strzelań też jest problematyczne, ze względu na kapryśność rozrzutów, zależnych od całego szeregu czynników, które trudno zanalizować przez cztery strzelania,

W przykładzie podanym przez prof. Bingena mamy dwa pociski o jaskrawo różniących się spółczynnikach balistycznych i dlatego tutaj cztery strzelania byłyby wystarczające. Nie należy jednak zapominać, że przy poszukiwaniu nowego pocisku, spółczynniki te leżą blisko siebie i cztery strzelania zupełnie nie wystarczą, a otwierają drogę dla przypadkowości.

Tem nie mniej, aczkolwiek żadna metoda nie pozwoli na usunięcie strzelań wogóle, należy przyznać, że metoda sieci balistycznych jest znacznie szybsza niż każda inna. Ujemną jej stroną jest konieczność strzelania pod danemi kątami (np. co 5^0), co nie we wszystkich warunkach poligonowych bywa możliwe.

---

672 : 623 . 451

Inż. MARUSZCZENKO-BOHDANOWSKI A.

O STALI POCISKOWEJ.

I

Od bardzo dawnych czasów wywierały potrzeby wojenne wielki wpływ na rozwój przemysłu żelaznego, a w szczególności ostatnia wojna światowa była silnym impulsem do podjęcia intensywnej pracy naukowo - badawczej nad udoskonaleniem własności wytrzymałościowych metali i ich stopów, przyczyniając się tem samem do ogromnego postępu w tej dziedzinie.

Wynikiem tej intensywnej pracy jest wzrost właściwości materjałów żelaznego i stalowego, które, poza specjalnem zastosowaniem w przemyśle wojennym, są podstawą rozwoju wszystkich gałęzi przemysłu.

Mimo tak wielkiego zainteresowania i wynikłej stąd bogatej metaloznawczej literatury, nie możemy uważać za wyjaśniony cały szereg rozmaitych kwestyj z zakresu metaloznawstwa szczegółowego zwłaszcza warunków obróbki termicznej. Przyczyną tego jest w większości wypadków różnorodność wyników badań ,a tem samem i niezgodność wniosków, spowodowana często tylko różnicą stanu materjału początkowego, a pozatem procesem obróbki mechanicznej i termicznej, oraz niejednakowemi warunkami badań.

Stan własności wytrzymałościowych stali służy do dziś dnia za kryterjum, czy materjał stalowy odpowiada swemu zastosowaniu w praktyce; nic więc dziwnego, że kwestja ta oddawna przyciągała uwagę powag naukowych — tak teoretyków jak i praktyków.

Własności wytrzymałościowe stali, a więc: wytrzymałość na rozerwanie przy rozciąganiu, granica proporcjonalności, granica spręży-

stości, granica płynności, wydłużenie bezwzględne, przewężenie przekroju, odporność na uderzenie, odporność na złamanie od powtarzających się i zmiennych obciążeń oraz twardość — są funkcjami wielu zmiennych niezależnych, i tak:

a) składu chemicznego stali, przyczem wpływa nie tylko większa lub mniejsza zawartość węgla, lecz ilość i fizyczna natura domieszek pożądanych lub szkodliwych, nie mówiąc o specjalnych jak chrom, nikiel, wolfram i t. d.;

b) obróbki mechanicznej;

c) obróbki termicznej wraz z wpływem warunków stygnięcia oraz innych czynników często nieprzewidzianych.

Własności wytrzymałościowe metali i ich stopów są może w większej mierze związane z budową, niż ze składem chemicznym, jednak składowi chemicznemu nie można odmówić często roli decydującej.

Jest więc rzeczą zrozumiałą, z jak wielkiemi trudnościami i wysiłkami wymagającemi daleko idących ostrożności, połączone są badania wpływu któregokolwiek z wyżej wspomnianych czynników na zmianę własności wytrzymałościowych tworzywa stalowego.

W literaturze technicznej, pomimo wielkiego nagromadzenia wiadomości dotyczących badań własności wytrzymałościowych stali, bardzo niewiele znajduje się materjałów odnoszących się do wyrobów wojennych, a zwłaszcza pocisków — ze względów zresztą zrozumiałych.

Wyroby wytwarzane ze stali oznaczonej w niniejszej pracy, w razie ich wadliwości wynikłej, czy to z winy samej natury stali, czy też przeróbki mechanicznej, czy wreszcie postępowania w czasie obróbki termicznej — pociągają ofiary w obsłudze: w czasach pokojowych przy strzelaniu na poligonach, w razie wojny — na polach walk. W tym ostatnim wypadku do strat w ludziach i działach dołącza się spowodowane tem osłabienie frontu, wychodzące na korzyść przeciwnikowi.

II

Tworzywa na pociski używane w artylerjach wojsk obcych.

Nasze przepisy odbiorcze dla stali pociskowych na granaty do niedawna określały tylko chemiczny skład przeciętny, mianowicie: C = 0.35%, Mn = 0.6—0.7%, Si = 0.20—0.25%, S = 0.04%, P = 0.5%. Natomiast w przepisach zagranicznych dla identycznych wyrobów są podane granice C i Mn jako najważniejszych

pierwiastków stali, wpływających przez swe działanie na budowę i własności wytrzymałościowe.

W arsenale Roanne dla wyrobu pocisków 75 mm wzoru 1915 FN jako maximum w stali zaznaczono C = 0.45%, Mn = 0.70%; minimalna zawartość prawdopodobnie powinna się wyrazić jako C = 0.30%, Mn = 0.45%.

Te normy we Francji są ustalone, zdaje się, we wszystkich zakładach produkujących pociski, według wyników badań przeprowadzonych przez prof. L. Guillet'a w wytwórniach Chantiers de Penhoët koło Paryża w czasie wojny światowej i ogłoszonych pod tytułem: „Mémoire sur le traitement thermique des obus (application de la méthode Taylor) 1916. Paris" oraz „Recherches sur différents points de la fabrication des obus — 1917. Paris" — które wydane były w osobnych broszurach po zawieszeniu broni, przez wydawnictwo „Revue de Métallurgie".

Na str. 14 pierwszego dzieła podaje ten autor wpływ C i Mn na stale pociskowe.

Granica górna. Te dwa pierwiastki mają wpływ przeważający przy hartowaniu, mianowicie powodują pęknięcia gotowych pocisków, jeżeli są w anormalnej ilości.

Badania wstępne wykonano na 50 pociskach 75 mm, wyprodukowanych ze stali rozmaitego pochodzenia, które miały pęknięcia w czasie hartowania lub wykazały rozdarcia i inne wady w czasie badania na próbę hydrauliczną. Wyniki otrzymane mogą być zebrane w sposób następujący:

Pociski popękane w czasie hartowania zawierały C = 0.50% i Mn = 0.70%, pociski zaś popękane lub wzdęte, czy też rozdarte przy próbach hydraulicznych maiły C = 0.50% i Mn = 0.55% lub C = 0.40% i Mn = 0.70%.

Stwierdzono, że powyżej 0.40% C przy zawartości Mn = 0.70% należy obawiać się łatwego pękania w czasie hartowania, jak również i przy zawartości C wyżej 0.5% a przy normalnej wartości Mn.

Dla oznaczenia powodów pęknięć w czasie hartowania i w czasie prób na ciśnienie, przeprowadzono badania w warunkach fabrycznego przebiegu wytwórczości obróbki termicznej.

Badane były 4 spusty: dwa normalne, dwa anormalne w warunkach niżej umieszczonych:

a) Analiza chemiczna spustów normalnych:

A) C = 0.36%, Mn = 0.60%, P = 0.08%

B) C = 0.34%, Mn = 0.68%, P = 0.04%

b) Analiza chemiczna spustów anormalnych:

C) C = 0.40%, Mn = 0.85%, P = 0.02%

D) C = 0.47%, Mn = 0.77%, P = 0.32%

Z każdego spustu przygotowano 1000 pocisków typu 75 mm i wszystkie one były poddane obróbce termicznej jak poniżej:

Hartowanie.

Temperatura pocisków przy wyjściu z pieca hartow. ...	825° C.
Czas ogrzewania w piecu przed hartowaniem .	45 min.
Tamperatura pieca przy wejściu pocisku od okna wsadowego	430°
Temp. pieca przy wyjściu pocisku . . .	850°
Opalanie pieca	węglem
Długość trzonu pieca	3,5 m
Aparat do hartowania (typ zbrojowni w Bourges) .	zraszający
Ochładzanie pocisku po hartowaniu . . .	zupełne
Rozchód wody na ochłodzenie wnętrza pocisku .	1,4 lit/sek
„ „ „ „ pow. zewnętrz. pocisku	8,6 „
Temperatura wody chłodzącej	23—27°C
Odpuszczanie.	
Temperatura ogrzewania . . , . .	475°C
Czas ogrzewania	45 min.
Temperatura pieca przy wejściu pocisku do pieca	350°
„ „ „ wyjściu z pieca . .	475°
Długość trzonu pieca	3,5 m

Pęknięcia i rysy przy próbach hydraulicznych wykazały spusty:

A = 2%, B = 1,6%, C = 12%, D = 14%.

A więc ustalono, że jako granicę górną można przyjąć dla stali pociskowych C = 0.45% i Mn = 0.70%, przynajmniej dla wypadku, gdy hartowanie uskutecznia się aparatem zraszającym.

Granica dolna.

Guillet szukał dolnej granicy zawartości C i Mn, pozwalającej uczynić zadość wymaganiom. Granice te są funkcją zależną od warunków, i podaje na to typowy przykład:

Stal miała skład chemiczny — C = 0.31% i Mn = 0.56%.

Warunki obróbki termicznej.

	I serja	*II serja*
Ilosć pocisków badanych . . .	1000	1000
Temp. pocisku wychodzącego z pieca .	875°	875°
Czas ogrzewania do hartowania . .	45 min.	45 min.
Temp. pieca przy wejściu pocisku .	425°	425°
„ „ „ wyjściu „ . .	900°	900°
Długość trzonu pieca	3,5 m	3,5 m
Ochładzanie przed hartowaniem . .	znikome	znikome
Przyrząd użyty do hartowania . .	zraszający	zraszający
Rozchód wody na hart. wewnątrz pocisku	0,7 lit/sek	1,41 lit/sek
„ „ „ „ zewnątrz „	3,1 „	8,60 „
Ochładzanie pocisków po hartowaniu .	zupełne	zupełne
Temperatura wody chłodzącej . .	20—25°	20—25°
Ilość pocisków, posiadających po hartowaniu i przed odpuszczeniem średnicę odcisku (⌀ 10 mm i P = 3000 kg) 30 mm	80 %	94 %
ze średnicą odcisku większą od 3,5 mm .	8 %	1.5 %

Te wyniki są dość zadawalniające. Inne partje pocisków pochodziły ze spustów C = 0.20% i Mn = 0.90%, i obróbkę termiczną dla tej stali wykonano w warunkach identycznych jak dla II serji — otrzymało się wyniki doskonałe, dające twardość jednorodną (= 2,7 ± 0,1) bez żadnych rys i skaz.

Jednakże te próby, mówi Guillet, nie pozwalają z absolutną pewnością oznaczyć minimum zawartości C i Mn, dające regularne hartowanie. Zdaje się jednak, że jest możliwe otrzymanie dobrych pocisków ze stali, których zawartość C = 0.30% z minimalną zawartością Mn = 0.45%; można przyjąć nieco niższą zawartość C = 0.28% jeżeli zawartość Mn jest odpowiednio podwyższona.

Rezultatem tych prób było wyprowadzenie następujących wyników dla hartowania aparatem zraszającym:

a) Można przyjąć z pewnością jako górną granicę C = 0.45%, Mn = 0.70%.

b) Prawdopodobnie granica dolna będzie dla zawartości C = 0.30%, Mn = 0.45%.

c) Zawartość Mn musi być tym większą, im mniejsza jest zawartość C i za każdym razem musi być nieco podwyższoną ponad

0.70%, gdy zawartość C spada i może osiągnąć Mn = 0.90% dla stali z 0.30% C.

d) Niektóre huty wprowadzają do stali pociskowej domieszkę Cr 0.1—0.2%. Hartowanie pocisków, zawierających tę domieszkę w powyższej ilości, odbywało się znacznie lepiej, twardość po hartowaniu była więcej jednorodna a hartowanie sięgało głębiej, przedewszystkiem gdy hartowano przy niskiem ciśnieniu. (Aparat zraszający).

Niżej podaję krótki przegląd właściwości tworzyw na pociski, ich budowy, własności wytrzymałościowych, wywnioskowanie z tego sposobu ich fabrykacji, a również przykłady samych procesów wytwarzania gotowych pocisków z bloków przez tłoczenie i odlewanie.

Niemcy podczas wojny światowej skrupulatnie badali pociski państw wrogich, lecz nie szczerze ogłaszali wyniki tych badań. Jednakże czasem zdarzało się, że coś - niecoś wydostało się i poza mury zakładów badawczych.

Poniżej podane są wyniki takich badań tworzyw pocisków wojsk Entent'y wyrabianych sposobem tłoczenia.

Pociski[1]) były badane: na skład chemiczny, własności wytrzymałościowe, strukturę, z których to cech otrzymano klucz do wywnioskowania sposobu fabrykacji.

Przy każdym pocisk uważne są następujące wymiary: kaliber, długość i grubość ścianek. Liczby zestawione dla każdego poszczególnego pochodzenia pocisków w tablicach własności wytrzymałościowych są zawartościami przeciętnemi z dwóch dostarczonych z pola walki pocisków.

A. Granaty francuskie 75 mm.

Pociski mają długość 255 mm, grubość ścianki w środku kadłuba pocisku 9 mm, grubość dna 11,5 mm. Pociski były jako kielichy prasowane, w górnej części zgrubione (ta operacja w polskiej terminologji nosi nazwę „butelkowanie", we francuskiej „l' ogivage"), w górnym zaś otworze — czyli oczku ujście było naśrubowane dla wkręcania zapalnika. Granaty były wewnątrz cynowane. Analiza chemiczna i cechy wytrzymałościowe materjału tych granatów są podane w tablicy Nr. 1.

Tworzywem dla tych pocisków były stale półtwarde ze średnią zawartością manganu. Próbka I. b. różni się nieco zawartością węgla,

jest twardszą od próbek I. a i I. c. Godną uwagi jest prócz tego stosunkowo wysoka zawartość krzemu w próbce I. b. Ze ścian dna wycięto dwie próbki o wymiarach 7 × 3 × 50 mm i poddano badaniu na rozciąganie, wyniki są umieszczone w ostatnich rubrykach.

	C	Mn	Si	S	P	Cu	R	Q	A
	%	%	%	%	%	%	kg/mm²	kg/mm²	%
I.a	0,37	0,84	0,24	0,030	0,040	0,06	73,0	nie	12
I.b	0,45	0,82	0,47	0,022	0,022	0,07	106,0	wyraźna	8
I.c	0,37	0,67	0,13	0,025	0,026	0,05	87,0		11

Wartości wytrzymałościowe na rozciąganie są różne: I. b z wyższą zawartością węgla posiada szczególnie wysoką wytrzymałość.

Metalograficzne badania wykonane były na próbkach pochodzących z pocisków I. b, I c. Wytrawianie przekroju wzdłuż osi próbek nie ujawniło likwacji. Mikrofotografja w powiększeniu 500-krotnem wykazała strukturę lekko igiełkowatą, t. zn. proces odpuszczania był zastosowany w tak niskiej temperaturze, że struktura stali hartowanej została na zewnątrz zachowaną.

Stopień odpuszczania sprawdza się zazwyczaj badaniem twardości według Brinell'a kulką o ∅ 10 mm i ciśnieniu P = 3000 kg przy obciążeniu 30 sekund. Średnica odcisku kulki muszą być w granicach 35—28 mm (302—255 jednostek Brinell'a).

Proces „normalnego" odpuszczania dla pocisków 75 mm odbywał się we Francji w warunkach następujących:

Temperatura przestrzeni pieca przy wyjściu pocisku z pieca . . .	525—425°C
Temperatura przestrzeni pieca przy ładowaniu pocisków	250°C
Czas przebywąnia pocisków w piecu .	60 minut
Długość trzonu pieca do odpuszczania .	3,5 metr.
Ochładzanie pocisków po odpuszczaniu .	w wodzie

Te warunki odpuszczania stosowano w zakładach Chantiers de Penhoët koło Paryża[2]), oprócz tego przyjęto tam jako regułę, że aby uzyskać pożądaną twardość, czas odpuszczania musi trwać przynajmniej jedną godzinę i musi być regularna temperatura wyjścia pocisków, czyli więcej regularny bieg krzywej ogrzewania pieca.

Granaty rosyjskie 3".

Granaty w ilości 3 sztuk miały ścianki poniklowane. Długość ich wynosiła 220 mm. Pocisk 2 a był z dnem, inne zaś dwa (2 b i 2 c) z ostrołukami prasowanemi. Przeciętna grubość ścianek, skład chemiczny i własności wytrzymałościowe, oznaczone na próbkach o długości pomiarowej 80 mm, są podane poniżej:

Lp	Grub. ścian. w mm	C %	Mn %	Si %	S %	P %	Cu %	R kg/mm²	Q kg/mm²	A %
2a.	10,5	0,65	0,92	0,21	0,02	0,04	0,06	86,5	—	11,3
2b.	11,4	0,44	0,80	0,18	0,05	0,04	0,01	90.0	—	8,0
2c.	11,0	nie badany na skład chemiczny						76.0	45.0	16,4

Pocisk 2 a ma znacznie większą zawartość węgla, aniżeli granaty francuskie. Pocisk 2 b odpowiada pod względem swego składu chemicznego pociskowi francuskiemu 1 b, jednak ma mniejszą wytrzymałość.

Wywnioskowano z budowy, że granaty rosyjskie 2 a i 2 b, podobonie jak francuskie, zostały termicznie ulepszone. Co do pocisku 2 c, to z jego budowy można wywnioskować, że nie był on poddany żadnej obróbce termicznej.

C. Szrapnele rosyjskie 3".

Skład chemiczny i własności wytrzymałościowe skorup szprapneli o długości 217 mm i grubości ścianek 3—7.5 mm są następujące: C = 0.58%, Mn = 0.62%, Si = 0.18%, S = 0.012%, P = 0.014%, Cu = 0.03%, R = 103.2 kg/mm², Q = 88.5 kg/mm², A = 9.8%. Należy zwrócić uwagę na małą ilość fosforu i siarki, oraz na wysoką zawartość węgla. Pociski te były termicznie ulepszone.

D. Granaty francuskie 56 mm.

Granat składał się z rdzenia i bardzo masywnego ostrołuku z przyśrubowanem dnem, miał długość 235 mm, grubość ścianek wynosiła 7 mm.

Według składu chemicznego, własności wytrzymałościowych i zawartości C—podobny prawie do granatu francuskiego 75 mm, lecz zawartość Mn w przeciwieństwie do tego ostatniego była wyższa; po-

cisk ten posiadał jednak niską Q i R przy stosunkowo wysokiem wydłużeniu. Skład chemiczny i własności wytrzymałościowe miał następujące:

C = 0.43%, Mn = 1.13%, Si = 0.25%, S = 0.05%, P = 0.06.%,

Cu = 0.04%, R = 62.5 kg/mm², Q = 37.5 kg/mm² i A = 25.3%.

E. Szrapnele angielskie 3".

Skarupy miały długość 212 mm, grubość ścianek 4 — 5 mm, skład chemiczny i własności wytrzymałościowe następujące:

5a: C = 0,45%, Mn = 0,86%, Si = 0,33%, S = 0,04%, P = 0,085%

Cu = 0,05%, R = 118 kg/mm², Q = 113 kg/mm², A% — nie

badano, rysy na końcu,

5b: C = 0,34%, Mn = 0,96%, Si = 0,19%, S = 0,06%, P = 0,063%

Cu = 0,06%, R = 81,8 kg/mm², Q = 75,7 kg/mm², A = 12,6%

Pocisk 5a ma nieco więcej węgla. W obydwu wypadkach granice R i Q kg/mm² są blisko siebie położone. Mikrostruktura ścian i dna wykazała, że pociski pochodziły z termicznie ulepszonej stali.

F. Szrapnele francuskie 65 mm.

Szrapnele miały długość 196 mm, grubość ścianek 4 — 6 mm. Skład chemiczny i własności wytrzymałościowe były następujące:

6a: C = 0,36%, Mn = 0,85%, Si = 0,25%, S = 0,03%, P = 0,04%,

Cu = 0,06%, R = 89,5 kg/mm², Q = 80,1 kg/mm², A = 11,7%

6b: C = 0,36%, Mn = 0,78%, Si = 0,40%, S = 0,03%, P = 0,044%

Cu = 0,06%, R = 88,8 kg/mm², Q = 75,5 kg/mm², A = 12,6%

Granice płynności i wytrzymałości w obydwu wypadkach leżą

blisko siebie i wysoko. Badania budowy wykazały, że materjał był termicznie ulepszany.

H. Szrapnele angielskie 3,3".

Długość pocisku 234 mm, grubość ścianek od 2.5 — 7.5 mm, skład chemiczny i własności mechaniczne były następujące:

C=0,80%, Mn=1,08%, Si=0,20%, S=0,036%, P = 0,046%,

Cu = 0,03%, R = 100 kg/mm^2, Q = 65 kg/mm^2, A = 10,5%

Wskutek wysokiej zawartości węgla i manganu pociski wykazują wielką twardość naturalną. Nisko położona granica płynności pozwala przypuszczać, że pociski były tylko przeciągane bez dalszych zabiegów termicznego ulepszania.

I. Granaty nieznanego pochodzenia 40 i 64 mm.

Skarupy tych granatów miały silnie przymocowaną główkę ostrołukową. Długość ich wynosiła 230 mm. grubość ścianek 8 mm, skład chemiczny i własności mechaniczne jak niżej:

C=0,30%, Mn=0,97%, Si=0,33%, P=0,007%, S = 0,02%,

Cu = 04%, R = 82,2 kg/mm^2, Q = 72 kg/mm^2, A = 13,7%

Ta bardzo czysta stal ma mniej węgla, niż francuskie granaty Ia i Ic. Granice płynności i wytrzymałości blisko obok siebie i bardzo wysoko położone, przytem wydłużenie jest podwyższone, co wskazuje na poprzednie ulepszanie termiczne.

Streszczając powyższe wyniki z badanych tworzyw pocisków, stwierdzić można, że tworzywo w większości wypadków było termicznie ulepszone i odznacza się czystością. Stale pociskowe z małym wyjątkiem zawierają średnią ilość węgla około 0.4% C, — czyli należą do grupy stali półtwardych.

Zawartość manganu została zastosowana w granicach średnich, t. zn. 0.6 — 0.75% z rzadkim wyjątkiem, gdzie małą zawartość węgla wyrównano trochę przez wysoką zawartość manganu.

Inne (2) niemieckie badania składu chemicznego tworzywa pocisków Entente'y dały wyniki zamieszczone w tablicy I.

Tablica I.

Pochodzenie odłamków	C %	Mn %	Si %	S %	P %	Cr %	As %
1. Granaty francuskie .	0,54	0,68	0,32	0,030	0,170	—	0,05
2. „ angielskie .	0,47	0,76	0,31	0,040	0,056	—	—
3. „ „ .	0,47	0,76	0,21	0,040	0,053	—	—
4. Szrapnele „ .	0,60	0,90	0,07	0,024	0,054	—	—
5. Granaty „ .	0,36	0,70	0,21	0,040	0,034	0,25	—
6. „ rosyjskie . .	0,58	0,45	0,24	0,024	0,025	0,16	—

Materjał pociskowy na te granaty użyty był w stanie kutym i w stanie odlewu. Analiza chemiczna tych tworzyw nie zawsze wygląda na najlepszą; zresztą znajdują się tam dość liczne wtrącenia żużlowe.

A. Portevin (4) przeprowadził badania odłamków niemieckich pocisków różnego kalibru i ich części składowych niestalowych.

A. Pociski niemieckie (1915 kwiecień).

Próby do badania były brane z kadłuba pocisku, z pierścienia wiodącego i z przegrody wewnętrznej. Tłoczenie tych pocisków odbywało się na gorąco, tłocznikami stosunkowo płaskiemi.

a) Kadłub pocisku. Badania w środku 200 — 600 mm od otworu zapalnikowego i dna kadłuba wykryły w stali budowę sorbityczną lub perlit-ferrytyczną z małą ilością ferrytu. Jest to stal o wytrzymałości blisko 90 kg/mm^2. Serje odcisków, wykonanych kulką Brinell'a o ∅ 10 mm i ciśnieniu P = 3000 kg, wykazały średnice odcisków: 3.78, 3.69, 3.75, 3.78, 3.82 i 3.82 mm. Odciski kulek Brinell'a na powierzchni zewnętrznej odłamków pocisków wykazały średnice:

miąż średnia z 8 odcisków kulki		3,76 mm.
kadłub na powierzchni	zewnętrznej 7 odcisków	3,73 mm.
	wewnętrznej 5 „	3,73 mm.

Analiza chemiczna wykazała następujący skład: C = 0.50%, Mn = 1.60%, Si = 0.23%. Zwraca uwagę, że powyższe tworzywo posiada padwyższoną zawartość manganu. Określenie twardości na odłamkach wyżarzonych, wykonane w tych samych warunkach jak dla stali dostarczonej, wykazało średnice odcisków:

miąż pocisku		3.75	mm
kadłub	zewnętrzna powierzchnia	3.78	„
	wewnętrzna „	3.79	"

a więc liczby prawie takie, jak i w poprzednim przykładzie. Biorąc pod uwagę skład chemiczny i powyższe twardości tworzywa, można przypuszczać, że stal nie doznała żadnego termicznego ulepszenia.

b) Pierścień wiodący nie był miedziany, lecz ze stali wyżarzonej — jak wykazała mikrobudowa — o wytrzymałości R = 40 kg/mm^2, o zawartości C = 0.14%.

c) Przegroda. W stanie dostarczenia zaobserwowano pod mikroskopem cienkie siatki ferrytu w sorbicie lub perlit bardzo delikatny,— mniemano, że stal doznała lekkiego zahartowania na powietrzu, i dla stwierdzenia przypuszczenia uskuteczniono próby kulką Brinell'a. Średnice odcisków w stanie dostarczonym = 3.85 mm, co odpowiada R = 85 kg/mm^2; średnice odcisków w stanie wyżarzonym = 4.15 mm, co odpowiada R = 72 kg/mm^2.

Tworzywo tej stali zawierało: C = 0.33%, Cr = 0.55, Mn = 1.16%, Si = 0.16%.

Streszczając wyniki badań, można z nich wywnioskować, że skorupa pocisku była zrobiona ze stali niehartowanej, zawierającej stosunkowo dużo manganu, dzięki któremu wytrzymałość została podniesioną do 90 kg/mm^2; pierścień wiodący był ze stali miękkiej, mającej R około 40 kg/mm^2, a przegroda — ze stali chromowej, o składzie wyżej podanym, mającej R = 85 kg/mm^2 chłodzonej na powietrzu. Wnioskując z obowiązujących wówczas przepisów niemieckich, pocisk ten powinien być szrapnelem wz. 96.

B. Skorupy pocisków niemieckich 210 mm (marzec 1916).

Krążki o średnicy 206 mm i 12 mm grubości miały markę SP. 2224HS i 89.

Wióry uzyskane z otoczenia krążków (Nr. 1 i 2) wykazały następujący skład chemiczny:

Krążek Nr. 1: C = 0.29% Mn = 0.78% Si = 0.43% P = 0.09% S = 0.05%

„ „ 2: C = 0.27% Mn = 0.78% Si = 0.45% P = 0.09% S = 0.05%

Próby twardości kulką Brinell'a o ∅ 10 mm. P = 300 o kg dały w odległości 200 m od obwodu krążka — 155, 156, 157 i 156 kg/mm², co odpowiada R = 53 kg/mm².

Wyniki badań na makro i mikro stwierdziły, że:

a) struktura pierwotna po wytrawieniu odczynnikiem Stead'a, w powiększeniu 6-cio krotnem, ujawniła się jako dendrytyczna niezdeformowana;

b) struktura wtórna — jest to przeważnie struktura Widmannstätten'a, ziarna o wielkich wymiarach;

c) badanie złomu wykazało wielkie ziarna na przełomie i jasną warstwowość;

d) trawienie H_2SO_4 nie odkryło żadnej budowy. A więc był to odlew ze stali półmiękkiej R = 55 kg/mm².

C. Odłamki pocisku niemieckiego 77 mm.

Badania mikroskopowe wykazały obecność pasemkowatego grafitu, a po wytrawieniu — budowę perlit-ferrytyczną ze śladami eutektyki fosforowej. Są to pociski kruszące, żeliwne, wz. 14. Analiza wykazała skład chemiczny:

C — ogólnie = 2.97%, C — grafit = 2.27%, Mn = 0.49%,

Si = 1.69 %, P = 1.06%, S = 0.09%, twardość Brinell'a 199 kg/mm².

D. Odłamki pocisków niemieckich, padających na Belfort, Dunkerque i Nancy (sierpień—grudzień 1916 r.).

Kształt odłamków nie pozwalał rozpoznać wymiarów kalibrów; wiadomo tylko, że odłamki z Nancy pochodzą z pocisków 380 mm.

Wszystkie próby były badane kulką Brinell'a w stanie dostarczonym i w stanie wyżarzonym przy 850° C i wykazały, że stal była hartowana przy słabej szybkości krytycznej hartowania, wskutek zawartości specjalnych domieszek, jak Ni i Cr.

Średnice odcisków (kulka o ∅ 10 mm i P = 3000 kg.) są:

	Stan dostarczenia:	stan wyżarzony:
Belfort	B = 311 — 284 kg/cm²	302 — 293 kg/cm²
Dunkerque	277 — 262	207 — 201
Nancy	277 — 255	262 — 255

Zbyteczne było więc badanie na mikrobudowę, ograniczono się tylko do analizy chemicznej, która wykazała następujący skład tych stali:

Belfort:	C = 0.48%,	Mn = 0.94%,	Si = 0.36%,	S = 0.035%,
	P = 0.055%,	Ni = 2.05%,	Cr = 0.86%.	
Dunkerque:	C = 0.64%,	Mn = 0.52%,	Si = 0.27%,	S = 0.030%,
	P = 0.025%,	Ni = 1.18%,	Cr = 1.26%.	
Nancy	C = 0.51%,	Mn = 0.52%,	Si = 0,26%,	S = 0.035%,
	P = 0.015%,	Ni = 2.59%,	Cr = 0,82%.	

E. Odłamki pocisków ostrzeliwujących okolice Paryża z dział bardzo dalekonośnych (styczeń 1918).

Podobnie jak i przy poprzednich odłamkach, badania były uskutecznione kulką Brinell'a w stanie dostarczenia i w stanie termicznie obrobionym.

	Stan dostarczenia	Hartowanie przy 825 — 850° C i odpuszczanie (temp. nie podana)
Średnica odcisków	odłamek Nr. 1 — 3.5 mm	2.4 mm
	„ „ 2 — 3.4 „	2.4 „

są to stale termicznie ulepszone o następującym składzie chemicznym:

Nr. 1	C — 0.60%	Mn — 0.28%	Si — ślady	S — 0.04%
	P — 0.01%	Ni — 2.31%	Cr — 1.33%	
„ 2	C — 0.52%	Mn — 0.32%	Si — 0.25%	S — 0.04%
	P — 0.02%	Ni — 2.20%	Cr — 0.83%	
„ 3	C — 0.61%	Mn — 0.27%	Si — 0.23%	S — 0.01%
	P — 0.02%	Ni — 2.23%	Cr. — 1.17%	

Badania makrograficzne z wytrawieniem przez odczynnik Stead'a-Le Chatelier wykazały, że pociski były kute z bloku pojedynczego, metal i przebieg fabrykacji tych pocisków dalekonośnych nie wykazały nic nadzwyczajnego.

Przykłady powyżej podane wskazują, że gdy ograniczyć się nawet do badań na makro i mikro oraz do próby Brinell'a, można otrzymać dane, których analiza chemiczna nie zawsze jest w możności wykazać. Ten sposób badania prób jest szybki. Przez badania na makro i mikro poznaje się rodzaj fabrykacji — odlewanie, kucie, przeciąganie lub wytłaczanie, wreszcie stopień obróbki termicznej.

Znane są dwa sposoby fabrykacji pocisków:

a) z rygli walcowanych przez tłoczenie,

b) przez odlewanie bloczków ze stali zlewnej.

W czasopiśmie „American Machinist (5) znajduje się cały szereg artykułów, omawiających sposób wyrobów prasowanych skorup dla pocisków. Do tłoczenia skorup służą specjalnie do tego celu zbudowane prasy; w niektórych zakładach nie były takie urządzenia dotychczas nawet znane, istniały natomiast prasy kowalskie i młoty parowe.

Materjał do wyroby 18 funtowych szrapneli jest dostarczony w ryglach długości 3 — 4 m. Zawiera on C = 0.45 — 0.55%, około 0.70% Mn, mniej niż 0.04% S i mniej niż 0.04% P.

Rygle kraje się na kęsy długości 125 mm; krajanie odbywa się w różny sposób; używa się także pił na zimno, które przecinają 4 bloki równocześnie. Przy odłamywaniu na łamaczu powstają ostre krawędzie, które usuwa się w sposób mechaniczny („planowanie bloczków").

Do dalszego obrabiania służą prasy tłoczące, popędzane motorem, później stosuje się dwie specjalne prasy. Bloki są ogrzewane w zwykłym piecu płomiennym z paleniskiem ropnym. Do każdej prasy należą dwa piece. Każda prasa posiada dwa tłoczniki i matryce. Tłoczniki są hartowane ze stali węglistej 0.7% C, matryca — również z tego materjału lub utwardzonego odlewu.

Wyrób gotowych pocisków uskutecznia się w dwóch procesach pracy. Bloczki najpierw wydrąża się, potem przez przeciąganie na prasach poziomych osiąga się ostateczne wymiary. Prasa posiada nacisk 155 tonn przy 750 mm skoku tłoka. Siła pierwotna wynosi 55 tonn; ustalono, że dla pewnego otarcia wydrążonego bloka potrzeba 25 tonn nacisku. Wydajność jednej takiej prasy wynosi 1000 wydrążonych bloczków na godzinę. Trwałość matryc i bloczków jest naturalnie różną — matryce mogą być co 24 godziny, a czasem 4 — 6 razy na dobę

zmienianę, gdyż na dokładność otworu wydrążonego kładzie się wielki nacisk.

Do ostatecznego wyciągania skorup używa się najpierw prasy ruchomej, która ma trzy pierścienie wyciągowe kalibrowane, obok siebie umieszczone tak, że blok wydrążony za jednym razem jest ściągany przez tłocznik i na następny trzpień nasadzany. Później stosuje się pionowe prasy specjalne, które również zaopatrzone są w urządzenia takie, aby skorupy ściągały się samoczynnie z tłoczników, kiedy przeszły przez trzy pod sobą położone pierścienie. Wydajność normalna wynosi — 70 kielichów na godzinę. Tłoczniki i matryce w czasie pracy smaruje się mieszanką grafitu z wodą. Do wytłaczania bloczki muszą być nagrzane do 1100° C, podczas gdy przeciąganie odbywa się przy 980° C.

Jako najpomyślniejszą szybkość tłoczenia podaje się 9 m/min, a przy przeciąganiu — 6,6 m/min. Stwierdzono, że różnica tylko o 0,6 m/min. z góry na dół już daje ujemne wyniki i powoduje zaburzenia w materjale. Odsetek przyjętych przez odbiorcę dobrych skorup wynosi od 70—90%.

W Turcot, zakładach Canadian Car Foundry Co wyrabia się skorupy pocisków pod młotami parowemi i na specjalnych maszynach. Cięcie bloków z rygli odbywa się w stanie ciepłym. Odcięte bloczki zapomocą ruchomych sit transportuje się do młotów parowych. W obsadzie młotów umieszczone są stożkowate matryce tak, że przez uderzenie młota nadaje się odpowiedni kształt — ta operacja odbywa się przy tej samej temperaturze, w jakiej uskuteczniało się odcinanie bloczków. Wydajność trzech maszyn wynosi 600 skorup na dniówkę (8 godzin). Potem stożkowate bloki nagrzewa się ponownie i wydrąża. Po wydrążeniu nadaje się ostateczne wymiary skorup na prasie ruchomej w trzech następujących po siebie operacjach. Powtórne ogrzewanie przytem nie jest potrzebne.

W Dominion — tegoż towarzystwa — wyrabiało się w podobny sposób skorupy 4½ calowych granatów. Początkowym materjałem są tu surowe bloki o śred. 125 mm i około 200 mm długości. Gotowe pociski mają długość 325 mm i 112 mm ∅ zewnętrznej, oraz grubość ścianek 38 mm.

Bloki surowe są ogrzewane w piecu ropnym i uzyskują potrzebną do operacji temperaturę w przeciągu około 45 min. Potem są wydrążane zapomocą ciężkiego dwustojakowego młota parowego. Produkcja wynosi na 24 godziny 500 sztuk. Bloki są więc stożkowate o średnicy

górnej 133 mm, dolnej 127 oraz 230 mm długie, mają otwór o ⌀ 76 mm na głębokości 102 mm.

Po podobnem ogrzaniu bloczka wydrąża się go dalej pod ciśnieniem 500 tonn na odpowiedniej prasie, przyczem wydłuża się o 76 mm. Wydajność takiej prosy wynosi 500 bloczków na dobę. Po powtórnem ogrzewaniu wyciąga się bloczki na drugiej prasie — 500 tonn o 750 mm skoku tłoka, — przez dwa bezpośrednio na sobie leżące pierścienie. Matryce są z lanego żelaza, powierzchnia płyty prasy nacementowana. Ich trwałość (zużycie) szacuje się w stosunku od 1 do 2 na 1000 skorup. Tłoczniki do przebijania otworów są ze stali węglistej i wytrzymują przeciętnie około 500 gnieceń. Raz nawet tym samym tłocznikiem wyprodukowano 5000 skorup.

Nadawanie skorupom ostrołuku odbywa się także pod prasą z odpowiednio ukształtowanemi matrycami. Dokładne omówienie tego spo-

Tablica II.

Nazwa i gatunek stali	Procent C i Mn	P %	S %	R kg/mm²	Q kg/mm³	A %	C %	Próba na zgięc. w stopn.
I. Miękka stal								
Wojsko ląd. Nr. 1	C = 0.25	0.06	0.08	43	19	22	30	—
Marynarka B	Mn =	0.06	0.05	42	19	22	30	120°
ASTM mięk.	0.6 — 0.8	0.06	0.06	42	19	22	30	120°
II. Półtwarda								
Wojsko ląd. Nr. 2	C = 0.35	0.06	0.08	49	22	18	25	—
Marynarka D	Mn =	0.05	0.05	49	22	22	30	120°
ASTM	0.6 — 0.8	0.06	0.06	49	22	18	25	90°
III. Półtwarda gatunku								
Wojsko ląd. Nr. 3	C = 0.45	0.06	0.07	56	25	15	20	—
Marynarka A	Mn =	0.05	0.05	56	25	17	20	90°
ASTM	0.6 — 0.8	0.06	0.06	56	25	15	20	
IV. Specjalna stal								
Wojsko ląd spec.	C = 0.25	0.05	0.07	63	39	15	25	—
Marynarka stop F	Ni = 3%	0.05	0.05	60	37	22	35	120°

sobu pracy pewnej francuskiej wytwórni pocisków znajduje się w czasopismie „L'industrie" (15.VIII.1915, str. 521—525).

Stal pociskowa dla wojsk lądowych i floty Stan. Zjed. według artykułu John Hove Halle, ogłoszonego w „The Iron Trade Review" 1918. 10.X. str. 834/6 — odpowiada [6] warunkom umieszczonym w tablicy IV.

Dla porównania przytacza Halle warunki odbiorcze z „American Society for Testing Materials" (w skróceniu ASTM.). (Tabl. II).

Z powyższej tablicy wynika, że nie zawsze te same stale znajdują zastosowanie dla wojsk lądowych i dla marynarki; artylerja marynarki z reguły musi być dalekonośną, a pociski dla niej wyrabiane — ze stali specjalnej (niklowej, chromowo-niklowej) w szczególności z małą zawartością fosforu i siarki. Wszystkie starania celem ujednostajnienia tej sprawy podjęte przez „Steel Foundry Society" chybiły celu. Wojsko poprzestało na tem, że ustaliło dla stali pociskowych poniżej 0.35% C najwyższą graniczną zawartość dla P — 0.06% i S — 0.08%, dla stali zaś zawierających powyżej 0.35% C, ma być fosforu 0.05% i S — 0.07%.

Stale dla wojska (Nr. 1 i 2) mogą być wytwarzane w zasadowych jak i kwaśnych martenowskich piecach i w małych konwertorach, natomiast stal Nr. 3 — tylko w piecu martenowskim lub elektrycznym.

Stal pociskowa używana do wyrobu pocisków 75 mm 1915 FN w czasie wojny światowej, była systematycznie badana w zakładach Chantiers de Penhoët w Saint-Nazaire [2] koło Paryża i ostatecznie ustalono skład chemiczny w granicach: maximum C = 0.45%, Mn = 0.70% — przy hartowaniu aparatem udoskonalonym, używano nawet stali z 0.55—0.60% C i 0.90% Mn i wyniki osiągnięto bardzo dobre. Jako minimum C = 0.30%, Mn = 0.45% Jednakże w większej części okazywał się skład chemiczny stali pociskowych jak następuje:

C = 0 . 38% Mn = 0,78% Si = 0,23% S = 0,044% P = 0,03%

C = 0 , 34% Mn = 0,72% Si = 0,15% S = 0,030% P = 0,08%

C = 0 , 29% Mn = 0,65% Si = 0,11% S = 0,018% P = 0,08%

Dla pocisków większych kalibrów (aż do 220 mm) skład chemiczny prawie że nie różni się od tego.

Badane przez A. Portevina [7] pociski większych kalibrów podaję niżej:

a) Pocisk 220 mm hartowany w „Longwy" miał grubość ścianek od 18 — 33 mm, skład chemiczny — C = 0.40%, Mn = 0.73%, Si = 0.22%, P = 0.05%, S = 0.05%.

b) Pociski wykonane w zakładach „Estampage Nord-Est" — 155 mm miały ścianki 13 mm grube, tworzywo zaś składało się — C = 0.38%, Mn = 0.82%, Si = 0.42%, P = 0.04%, Si = 0.04%.

Badane przez tegoż autora odłamki z pocisków francuskich wykazały:

155 mm „Renaule"	C = 0,40%,	Mn = 0,86%	
155 mm "Recquinquies"	C = 0,52%,	Mn = 0,65%	gr. ścian. 15—18 mm
155 mm „A. T. S."	C = 0,28%,	Mn = 0,72%	gr. ścian. 22 mm
220 mm „Fichet"	C = 0,42%,	Mn = 0,84%.	

Niżej podaję kilka przykładów, charakteryzujących tworzywo pocisków otrzymywanych sposobem odlewania.

W stalowni „Canadian Steel Foundries Ld" w Longue Pointe ([5]) odlewają bloczki na 114 mm szrapnele.

Wymagane przez rządowe komisje od tej stali warunki są takie same, jak u 6.8 i 8.2 kg szrapneli, które wyrabiane były ze stali walcowanych, a mianowicie: tworzywo musi mieć Q najmniej 30 kg/mm², przy R = 55 — 77 kg/mm² i A = 20%. Zawartość węgla musi leżeć w granicach 0.45 — 0.55%, Mn = 0.4 — 1%, Ni poniżej 0.50%, S i P — każdego poniżej 0.050%.

Bloki pojedyńczo odlane badano na mogące istnieć rysy lub podobne błędy, a potem transportowano do obrabiarek, gdzie główki z jamami usadowemi oddzielono od bloczków.

Ustawa wymaga, aby nie mniej niż 6-ta część przekroju złamania była badana. Bloki odcięte są sprawdzane przez odbiorców rządowych, a uznane za dobre — ostemplowane. Powierzchnie przekroju nieco zheblowuje się.

Ze spustu bierze się dwie próby do analizy: pierwszą — gdy 1/3 część wsadu płynnego zejdzie z pieca i drugą — po ukończeniu spustu. Prócz tego bierze się do analizy chemicznej wióry wywiercone

w różnych częściach bloków. W praktyce tworzywo odlewanych pocisków po przekuciu przedstawia się w następujący sposób:

1) C = 0,42%, Mn = 0,72%, Si = 0,28%, P = 0,031%, S = 0,032%

R = 64,1 kg/mm^2, Q = 30,2 kg/mm^2, A = 25,7%

2) C = 0,41%, Mn = 0,85%, Si = 0 30%, P = 0,036%, S = 0,034%

R = 65,9 kg/mm^2, Q = 34,5 kg/mm^2, A = 27,6%

3) C = 0,40%, Mn = 0,87%, Si = 0,27%, P = 0,036%, S = 0,034%

R = 66,2 kg/mm^2, Q = 35,2 kg/mm^2, A = 26,3%

Przeważną część granatów fabrykowanych (jeszcze w r. 1916) przez American Steel Foundries ([8]) otrzymywano z bloczków kształtu walcowego. Następstwem ostrych brzegów na górnym i dolnym końcu bloczków było wielkie ścieranie form prasowych. Udało się temu zaradzić przez zmianę ukształtowania bloczków, które otrzymywały stopniowe zwężenia z góry na dół i uzyskały na dolnym końcu odpowiednio do zwężonego kształtu pocisku — kształt nieco zaostrzony.

Gotowe do odlewu formy łączono w podwójne rzędy lub ustawiano na tarczy obrotowej. Ten ostatni sposób pozwala na wlewanie z jednego miejsca stałego, przez to przyśpiesza się lanie i osiąga dzięki temu lepsze wyniki. Bezpośrednio po odlaniu wyjmuje się bloki, o kolorze wiśniowym, pozostawia się do dalszego oziębiania i transportuje się do mechanizmu obrotowego — piły rotacyjnej, która zaopatruje je cięciem głębokości do 25 mm w odległości 50 — 60 mm poniżej główki bloku. Główka z przylegającą częścią bloczku przez silne uderzenie odłamuje się tak, że powierzchnia złamania wynosi około 80% całości poprzecznego przekroju i to w zupełności pozwala odnaleźć pęcherze, pęknięcia pionowe wewnątrz i zewnątrz oraz tym podobne błędy.

Wojskowe przepisy odbiorcze wymagają od tych stali własności wytrzymałościowych — R = 55 — 75 kg/mm^2, Q = 30 kg/mm^2, A = 19%. Jeżeli R jest równe 75 kg/mm^2, to wtedy bada się próbki, czy pozostałe cechy wytrzymałościowe odpowiadają wymaganym granicom. Trochę mniej ściśle bada się skład chemiczny. Przepisana jest zawartość C = 0.30 — 0.55% lecz zazwyczaj wahania nie sięgają ponad 0.40 — 0.55% C. Zawartość Si wynosi przeciętnie około 0.3%

i często jest nieco większą, natomiast zawartość S i P nie musi przekraczać zwykłej granicy, dopuszczalnej w stalach zasadowych. Zostrzeżenia zatem co do składu chemicznego są dość łagodne i nieostro kontrolowane.

W ostatnich czasach próbuje się sposobu odśrodkowego odlewania dział i pocisków. Ten sposób opisuje Toy E. Paine w czasopiśmie „Army Ordnance" Nr. 56, 57 — 1929 r. (9).*) Postępy w zakresie odlewów odśrodkowych (sposób de Levaud'a) zwróciły uwagę sfer wojskowych. Od niedawna zastosowano kilka prób odlewów odśrodkowych dział i pocisków artyleryjskich.

Przy odlewaniu dział otrzymano wyniki pomyślne, zastosowanie odlewu odśrodkowego do wyrobu pocisków nasuwa się z uwagi na znaczne straty materjału, dochodzące do 50% — przy obróbce mechanicznej gotowego pocisku z odkutej i wytłoczonej skorupy.

Jeżeli skorupy pocisków stalowych odlewać w formach wirujących na osi pionowej lub pochyłej otworem zapalnikowym ku dołowi, to, jak wynika z porównania przekroju różnych typów pocisków z paraboloidem obrotowym, jaki stanowi wówczas wewnętrzna powierzchnia odlewu, — przy dobraniu odpowiedniej szybkości obrotowej, ilość metalu, jaka musiałaby być zebraną przez wytoczenie, wynosiłaby tylko 20—40% pierwotnego ciężaru odlanej skorupy.**) Dobranie tej właśnie najbardziej odpowiedniej szybkości obrotowej stanowi na razie trudności nierozwiązalne, gdyż prawidłowe rozmieszczenie stopionego metalu na ściankach wirującej formy wtedy tylko jest możliwe, gdy jej szybkości obrotowe są dostatecznie duże.

Według obliczeń Wood'a (podane w „The Metal Industry" 1925 str. 491) optymalne szybkości dla różnych średnic wirujących form są następujące:

Dla	średnicy	4″	(102 mm)	potrzeba	1183	obr/min
„	„	6″	(152 mm)	„	966	„
„	„	8″	(204 mm)	„	837	„
„	„	10″	(254 mm)	„	748	„
„	„	12″	(304 mm)	„	684	„
„	„	15″	(382 mm)	„	618	„
„	„	18″	(457 mm)	„	558	„

*) patrz Przegl. Artyl. 1930 r. tom X, str. 274; 1932 r. tom XIV, str. 120; 1930 r. tom XI, str. 210, 313.

**) Przy tłoczeniu odpada 60% materjału z bloczka (przyp. red.).

Wówczas, gdy dla otrzymania odpowiedniego przekroju kielicha szybkość obrotowa wypadałaby:

a)	dla zwykłego pocisku	75 mm	—	860	obr/min
b)	„ „ „	14″ „	(356 mm)	455	„
c)	„ pocisku przeciwpancernego	16″ „	(407 mm)	288	„

jak widać istnieją narazie trudności, które mogą być pokonane przy dalszej współpracy konstruktora z odlewnikiem; różnice bowiem istnieją pomiędzy obecnym profilem ścianki pocisku a optymalnym paraboloidem dałyby się wyrównać, czy to przez zmniejszenie tego profilu, czy też przez dodatkową operację wytłaczania odlanej skorupy, celem doprowadzenia jej powierzchni do odpowiedniego kształtu.

Poniżej zamieszczam kilka przykładów obróbki termicznej gotowych pocisków:

fabryka amunicji Panhard i Levassor ([2]) zastosowała wyżarzanie do skorup 75 mm pocisków, ponieważ stal dawała 15% braków, t. j. pęknięć w czasie hartowania i wzdęć przy próbach hydraulicznych. Wyżarzano pociski ze stali C = 0.4% przy 950° C w ciągu 1½ godziny i pozostawiano chłodzeniu przed odejściem do pieca hartowniczego, braki dzięki temu spadły do 1.5%. W dalszym ciągu zakłady te wyżarzały wszystkie pociski, jakie fabrykowały.

Po zastosowaniu wyżarzania w zbrojowni Brest, pęknięcia w czasie hartowania znacznie się zmniejszyły, nie osiągając 0.5%, a niekiedy dochodząc do zera.

Kierownictwo budowy marynarki przyjęło tradycję dawnej fabrykacji od artylerji, podając metal kilkakrotnemu wyżarzaniu. Każdy pocisk jest 4 razy wyżarzany: w ryglach, przed tłoczeniem, przed przeciąganiem i przed hartowaniem, co zdaje się może być polecane we wszystkich operacjach, gdzie tłoczenie odbywa się nagorąco a „butelkowanie" pod młotami parowemi o skoku pionowym.

Wyżarzanie pocisków, jak wykazuje praktyka, ma wielki wpływ na:

a) ujednorodnienie materjału pociskowego (w znaczeniu chemicznem);
b) usunięcie przegrzania, które może istnieć w stali pociskowej;
c) zniszczenie naprężeń powstałych przez kucie i tłoczenie.

Jakie skutki osiągnęło wyżarzanie zastosowane na propozycję prof. H. Le Chatelier'a w większości hut francuskich, wykazują dwa przykłady liczbowe z praktyki (Chantiers de Penhoët koło Paryża) ([2]).

I serja prób — Warunki prób:

Wyżarzanie po butelkowaniu przy temperaturze .	850°C
Czas trwania	60 min.
Temperatura pocisku do hartowania . . .	850°C
Czas ogrzewania pocisku do hartowania . .	45 min.
Temperatura przestrzeni pieca przy wejściu pocisku	450°C
„ „ „ „ wyjściu „	875°C
Opalanie pieca	węglem
Długość trzonu pieca	3,5 m
Ochładzanie pocisku przed hartowaniem . .	60 sek.
Czas trwania ochładzania (przyrząd zraszający) .	25 sek. (zupełnie zimny)
Czas ochładzania pocisku w kąpieli wodnej (przyrząd wytryskowy)	25 sek. (zupełnie zimny)
Rozchód wody w aparacie zraszającym . .	10,1 lit/sek.
„ „ „ wytryskowym . .	4,5 „
Temperatura wody	23—28°

Tablica III.

Wyniki prób z serji I.

	Aparat wytryskowy		Aparat zraszający Bourges'a	
	Ilość pocisków	wadliwych %	Ilość pocisków	wadliwych %
Pociski nie wyżarzone ze stali C = 0,38%, Mn = 0,55%	400	3,6	109	3
Pociski z tej samej stali, lecz wyżarzone przed hart.	400	0,2	100	1
Pociski nie wyżarzone ze stali C = 0,50%, Mn = 0,80%	100	8	—	—
Pociski z tej samej stali, lecz wyżarzone przed hartowaniem	100	2	—	—

Drugą serję powtórzono na znacznie większej ilości pocisków w warunkach jak niżej podano:

II serja — Warunki prób.

Temperatura pocisków przy wyjściu z pieca hart.	850° C
Czas ogrzewania pocisków przed hartowaniem .	45 min.
Temperatura pieca przy wejściu pocisków . .	430° C
„ „ „ wyjściu „ . . .	850° C
Opalanie pieca	węglem
Długość trzonu	3,5 m
Ochładzanie przed hartowaniem	60 sek.
Przyrząd użyty do hartowania . . .	aparat zraszający
Rozchód wody	10,1 lit/sek.
Temperatura wody	23 — 25° C

Gatunek stali . C = 0,45% — 0,48%, Mn = 0,70% — 0,75%
Odpuszczenie — 1 godzina od 425—525° C według gatunku stali.

Wyniki prób z serji II.

Czas trwania wyżarzania w minutach		60	60	—
Temperatura wyżarzania °C		850	900	—
Ilość pocisków hart. po wyżarzaniu		800	800	1000
Próby twardości	dobre	93%	94%	92%
po hartowaniu	wątpliwe	2,5%	3%	3%
i przed odpuszcz.	wadliwe	4,5%	2%	5%
Pękniecia w czasie hartowania		0,1%	0,2%	0,2%
„ „ prób hydraulicznych		3%	2,5%	6,1%
Wzdęcia — wybrzuszenia		0,5%	0,8%	1,1%

Te wyniki wykazują, że wyżarzenie niema wpływu na pęknięcia w czasie hartowania; przypuszczano, że pęknięcia podczas hartowania odpowiadają przedewszystkiem pęknięciom pochodzącym od operacji butelkowania.

Próby badane pod mikroskopem po tej obróbce wykazały wielką jednorodność budowy, gdy natomiast przed wyżarzaniem budowa była dość niejednorodną.

Portevin ([10]) przeprowadził bardzo wielką ilość obserwacyj nad zmianami pojemności pocisków po hartowaniu, korzystając do swych spostrzeżeń z masowej produkcji w czasie wojny światowej i swego stanowiska badacza-metalografa, upoważnionego przez zarząd fabry-

ki do kierowania i poprawiania procesu termicznej obróbki produkowanych pocisków.

Pomiary odbywały się przeważnie na pociskach 75 mm (ponieważ front zużywał ich najwięcej), przyczem pojemność ich była mierzona zapomocą kolby pomiarowej i biurety Moohr'a z dokładnością do 0.5 cm³.

Na zmianę pojemności pocisku po hartowaniu mogą wpływać czynniki następujące:

a) początkowy stan metalu (fizyczny lub chemiczny, zgniot i t. d.),
b) warunki nagrzewania i temperatura przy hartowaniu,
c) warunki i sposób chłodzenia w czasie hartowania.

Na wprowadzonych w jednakowy początkowy stan pociskach przez wyżarzanie przy 850⁰ C, Portevin badał starannie wpływ każdego z wyżej wymienionych czynników, w szczególności działanie ich na zmianę pojemności skorup.

Na osobliwą uwagę zasługują sposoby chłodzenia pocisków, które dają znacznie różniące się zmiany pojemności, co jest uwidocznione w zestawionej poniżej tablicy. (Tabl. IV).

Pomiary pojemności skorup 75 mm pocisków przy hartowaniu w różnych warunkach.

W rezultacie tych badań Portevin przychodzi do wniosków następujących: pojemność skorupy pocisku po hartowaniu przy innych równych warunkach staje się tem większą:

a) im wyższa temperatura hartowania,
b) im twardszy materjał pociskowy,
c) im intensywniejsze hartowanie, a w szczególności, kiedy ono odbywa się drogą stygnięcia części wewnętrznej pocisku.

Hartowanie jednej powierzchni zewnętrznej nie wywołuje znacznej zmiany objętości. Hartowanie od temperatury leżącej niżej Ar_1 nie wykazuje również pokaźnej zmiany. Powtórne hartowanie po każdej kolejno po sobie następującej operacji na tyle daje prawidłowe zwiększenie pojemności, że zależność ostatniej od liczby hartowań może być wyrażona prostolinijną funkcją. Stopniowe to zwiększenie pojemności od kolejnie powtarzających się hartowań, odbywa się nie wskutek zwiększenia wszystkich wymiarów wydrążonego ciała, lecz — postępowego przejścia wyrobu do kształtu sferycznego.

W tej sprawie znane są doświadczenia z pryzmatycznemi i cylindrycznemi bloczkami, które po wielokrotnem hartowaniu przyjmowały kształt sferyczny. Taką samą analogję otrzymał Whitley (1918 Iron and Steel Institut).

Tablica IV.

	Wpływ sposobu i czasu hartowania		Wpływ kolejnych hartowań					
	ΔCt = zwiększenie objętości w cm³ przeciętnie z 4 pocisków	czas hartowania w sek.	zwiększenie objętości po każdem kolej. odbywając. się hart. w cm³				Ogólne zwiększenia objętości	
			1	2	3	4	cm³	%
1) Hartowanie jedynie wnętrza pocisku strumieniem wody.	6.5	6.8	6.7	7.2	7.2	6.8	27.2	5.2
2) Hartow. jedynie zew. pow. pocisku aż do zupełnego ostygnięcia.	0.2	5.6	1.2	0.8	1.0	1.6	4.6	6.8
3) Hart. wew. i zew. pow. pocisku aż do zupełnego ostygnięcia.	4.2	30	3.5	4.9	5.0	5.4	18.8	3.5
4) Hurt. wew. i zew. pow. pocisku, czas ograniczony	5.0	11	4.0	3.6	6.4	6.6	24.2	4.6
5) Hart. zew. powierzchni pocisku później o 2 sek. od początku hart. wew. powierzchni.	8.8	11	—	—	—	—	—	—

W hartujących się pociskach odbywa się podobne zjawisko. Pomiary i obserwacje nad pociskami innych kalibrów (90—270 mm) potwierdziły w ogólności przewidywane przez Portevina wnioski. Tu również zmniejszenie szybkości chłodzenia (zmiana sposobu chłodzenia: zraszanie lub wytryskiwanie strugi), lub różna wielkość wyrobu — wywoływało odpowiednie powiększenie pojemności. Dla pocisków róż-

nych kalibrów otrzymano następujące zmiany pojemności, jako przyrost ΔC_t po hartowaniu w różnych warunkach.

Średnica pocisku w mm . .	75	155	220	270
ΔC_t w %	0,55	0,33	0,30	0,25
Przeciętny czas stygnięcia w aparacie hartowniczym w sek. .	10	20	25	40

Odpuszczanie hartowanych pocisków zmiejsza ich pojemność, co tłumaczy się zwiększeniem gęstości przy znikaniu martenzytu.

Na zakończenie autor podaje, że wykonane przez niego doświadczenia potwierdzają jego pogląd w stosunku do modyfikacji*) przebiegających przy hartowaniu zjawisk, wyrażających się z jednej strony w deformacji próbki, z drugiej zaś strony — w wewnętrznych naprężeniach powstających w materjale stalowym. Oba rodzaje zjawiska widocznie nie są połączone ze sobą.

Deformacje pocisków, jak wykazały wyżej przytoczone zmiany pojemności, zależą od podwyższenia temperatury i od sposobu ich ochładzania (wewnętrzne stygnięcie, położenie w kąpieli hartowniczej i t. d.); wewnętrzne naprężenia w metalu zależne są od tych czynników i zmieniają się więcej w zależności od końcowych warunków chłodzenia, temperatury wody, czasu trwania ochładzania.

Dla uzupełnienia powyższego rozdziału podaję poglądy na sprawę fabrykacji pocisków dwóch specjalistów z wojska niemieckiego i francuskiego; pierwszy — doświadczony artylerzysta, drugi — oficer sztabowy, obydwaj zaś uczestnicy wojny światowej.

Major Justrow ([11]) w artykule „Geschosstreuung, Schiessverfahren und Wirkung" mówi, że artylerzysta powinien jednocześnie tak dobrze być obeznanym z działem, jak i z pociskiem. Potępia zasadę uczenia tylko o dziale z pominięciem pocisku. Wojna światowa i czas powojenny, mówi ten autor, zwróciły uwagę na własności samego pocisku, z czego wynikałaby klasyfikacja pocisków według różnicy w ciężarze, a więc zwracanie uwagi na ich fabrykację.

Niezoleżnie od ustalenia przyczyn rozrzutu, związanych z szybkością wylotową, kątem rzutu i wpływami balistyki zewnętrznej, autor wymienia dodatkowe przyczyny rozrzutu, a niemi są:

a) konstrukcja i własności działa,

b) budowa i własności prochu,

---

*) Zamieszczone w streszczeniu w książce: A. Portevin i L. Guillet „Précis de Métallographie microscopique et de macrographie", Paris 1924, str. 325 — 327.

c) konstrukcja i własności pocisku,
d) błędy w obsłudze,
e) wpływy atmosferyczne.

Pocisk w zasadzie swej jest wykowawcą działania, a jego wyrób tworzy zagadnienie amunicyjne najtrudniejsze w czasie wojny i wnika głęboko w życie gospodarcze kraju, wobec tego powinien być wykorzystany jak najoszczędniej i najwięcej celowo.

Major Justrow, podaje ogólną sumę wydatków na amunicję w Niemczech, które wnosiły 17 miljardów marek w złocie, t. j. jedną szóstą kosztów wojny poniesionych przez Niemcy. Wobec takiego procentu kosztów w stosunku do całości kosztów wojennych, trzeba poświęcić pociskowi więcej uwagi, aby przy średniem zużyciu osiągnąć największą wydajność.

Przyczyny rozrzutu zależne od konstrukcji i własności fabrykowanych pocisków mogą powodować skutki, leżące w zakresie balistyki zewnętrznej i wewnętrznej. Na rozrzut ma wpływ:

1) Ukształtowanie głowicy pocisku.
2) Kształt ogona pocisku poza pierścieniem wiodącym.
3) Całkowita długość pocisku.
4) Długość części cylindrycznej prowadzącej w lufie (zgrubienie środkujące).
5) Ciężar pocisku (obciążenie poprzeczne).
6) Środek ciężkości pocisku elaborowanego.
7) Kształt i wymiary pierścienia wiodącego.

Te wpływy i wymiary poszczególne do pewnego stopnia można matematycznie obliczyć i wykorzystać do działania. Jednakże występuje jeszcze jedno zjawisko — wytrzymałość pocisku w lufie i rodzaj działania. Najściślejsze obliczenia matematyczne nie są tutaj miarodajnym sprawdzianem, — jedynie wyniki strzelania.

Wpływy na rozrzut, spowodowane niedokładnością pocisku, wynikające z jego fabrykacji, są:

1) Zmienne ciężary, uwzględniane obecnie w nowych tabelach strzelniczych.
2) Zmiana położenia środka ciężkości i momentu bezwładności, spowodowane niedokładnością wyrobu pocisku i operacyj przy elaboracji.
3) Niedokładność obróbki zewnętrznej i odchylenie kształtu pocisku od przepisanego wzorca.

4) Niedokładność masy i niejednolitość materjału miedzi na pierścieniu wiodącym*) i spowodowany przez to niejednostajny opór wrzynania się pocisku w gwinty lufy przy strzale.

5) Niedostateczne umocowanie pierścienia wiodącego w rowku osadczym, co powoduje zmniejszenie szybkości obrotu pocisku w lufie.

6) Niedokładność szczytu głowicy pocisku, co powoduje nieregularne wiry u wylotu lufy.

7) Niedokładność średnicy zgrubienia środkującego i pierścienia wiodącego, przez co pocisk zajmuje krzywe położenie w lufie, obijając się jednostronnie przy strzale.

8) Przesunięcie ładunku wewnątrz pocisku pod działaniem uderzenia przy strzale, co powoduje przesunięcie środka ciężkości całego pocisku.

9) Przesunięcie ładunku płynnego wewnątrz pocisku pod wpływem rotacji — występuje przy tem stale wahanie środka ciężkości pocisku w czasie lotu.

Jeżeli mamy do czynienia z masową fabrykacją pocisków, to wyeliminowanie tych błędów w wytwórni staje się czasem niemożliwem, gdyż nie można ich sprawdzić dokładnie, a jednak one ujawniają się dopiero przy strzelaniu i są przyczynami za krótkich strzałów, lub urwania lufy z ofiarami w ludziach.

W czasie wojny jest ciężkiem zadaniem przeprowadzić klasyfikację pocisków według położenia środka ciężkości, średnicy, zmian wysokości (długości). W czasie walki, taki podział byłby iluzoryczny, z braku czasu dla dokonywania pomiarów tych wyrobów.

Praktycznie przeprowadzone mogą być one jedynie przez obostrzenie warunków technicznych wyrobu i odbioru pocisków, oraz kontroli w przebiegu ich wyrobu przez czynniki upoważnionych władz wojskowych.

Ważną rolę odgrywa oznaczenie granic tolerancji dla całości pocisku. Nie mogą one być zbyt wąskie, ze względu na utrudnienie w tym wypadku fabrykacji, lecz nie mogą też być — ze względów ułatwień fabrykacyjnych, za duże.

---

*) O pierścieniach wiodących z żelaza traktują artykuły zamieszczone w czasopismach:

1. Stahl und Eisen 1920 , str. 1261, 1403
2. Revue de Metallurgie Extraits 1922, str. 279 — 286.

Zresztą *przez stałe podwyższenie skali wymagań zmusza się przemysł do wyrobienia się, co nie tylko nie przeszkadza masowości, lecz ułatwia ją — w znaczeniu rozumnego rozwiązania właściwej organizacji pracy dla osiągnięcia żądanej precyzji.*

Pomimo wszystkich najdrobniejszych szczegółów w fabrykacji pocisków wymienionych powyżej przez majora Justrowa, całkiem obojętnie autor ten pominął proces termicznej obróbki pocisków, który nadaje ostatecznie właściwości fizyczne i mechaniczne przez swoje działanie, a który ma też znaczny wpływ przy strzelaniu, choćby ze względu na rozróżnienie położenia granicy płynności, jak wynika z badań A. M. Portevin'a.

Pułkownik wojska francuskiego Reboul w dziele „Przemysł wojenny we Francji w latach 1914 do 1918" ([12]) opisuje katastrofalne położenie fabrykacji pocisków, zwłaszcza 75 mm w czasie wojny światowej, z powodu braku organizacji mobilizacji przemysłu prywatnego, i — jak pokonano te trudności.

Wszystkie pociski produkcji przedwojennej były tłoczone. Przebieg operacji przy wyrobie jest stosunkowo prosty, wymaga jednak specjalnych urządzeń.

Przebieg ten jest następujący: wprowadza się kęs stalowy o odpowiednich wymiarach (t. zw. klocek) do matrycy, której dno jest utworzone przez tłok prasy hydraulicznej, unieruchomionej przy początku operacji; z przeciwnego końca matrycy mamy drugą prasę hydrauliczną wtłaczającą tłocznik do klocka stalowego — tworzy się w ten sposób kształt wnętrza kadłuba pocisku, podczas gdy zewnętrzny utworzony jest przez matrycę. Na zakończenie operacji tłok pierwszej prasy zostaje odsunięty, celem wyjęcia kadłuba z matrycy. Następnie wykańcza się na gorąco górną część pocisku, tworząc zarys ostrołukowy.

Operacje powyższego rodzaju nie są bynajmniej typowemi dla przeciętnego zakładu przemysłowego. Nieliczne tylko fabryki, pomijając Creuzot i Saint Chamond, które produkowały pociski na eksport, posiadały odpowiednie prasy. Prasy w różnych zakładach mechanicznych przeważnie nie odpowiadały temu przeznaczeniu, jakie im chciano narzucić.

Z drugiej zaś strony nie było zupełnie możliwem we wrześniu 1914 r. wyprodukowanie takich maszyn, wytwórnie zagraniczne zaś również nie mogły ich dostarczyć.

By wykorzystać wytwórnie prywatne, trzeba zrezygnować z tych metod produkcji. Zapadają więc decyzje następujące:

a) Produkować tylko granaty 75 mm, których wyrób jest prostszy niż szrapneli.

b) Toczyć pociski z bloku stalowego, nie zaś wytłaczać.

Produkcję uruchomiono w wielu miejscach. Pręty stalowe pocięte na kęsy odpowiedniej średnicy i wysokości zamocowuje się na tokarkach, przyczem najpierw wytoczone zostaje wnętrze pocisku, na drugiej tokarce uskutecznia się obróbka zewnętrzna, wreszcie zostaje na gwint wkręcony ostrołuk, stanowiący część przednią pocisku.

Przed rozpoczęciem tej produkcji trzeba było opanować pierwszą trudność — ukształtowanie wnętrza pocisku, gdyż materjał, który nie przechodzi przez operację tłoczenia lub kucia jest mniej wytrzymały, należało więc zmniejszyć naprężenia w nim panujące.

Pierwsze rozwiązanie, jakie nosunęło się, było zgrubienie ścianek pocisku oraz miejsc, w których ścianki przechodzą w dno; nie można było jednak zmienić ciężaru ani objętości wnętrza, by zachować tę samą nośność i siłę rażenia.

W styczniu 1915 r. artylerzyści z frontu zaczęli zgłaszać wypadki z działami, których ilość wzrastała niepokojąco. Zachodziły przedewszystkiem wybuchy pocisków w lufie, skutkiem których działa lub przynajmniej lufy stają się niezdatne do użytku, — pewnego dnia zdarzyło się aż do 30 takich wypadków.

Te wybuchy przedwczesne powodowały znaczne straty w obsłudze. W celu zmniejszenia tych strat, zostały nakazane specjalne ostrożności przy strzelaniu pociskami 75 mm: obsługa w chwili oddawania strzału winna była chronić się w określony sposób. Dzięki tym ostrożnościom straty w ludziach zmalały, straty w materjale jednak pozostały nadal bez zmiany.

Skutkiem oddawania strzału z odległości zatracała się jedna z najbardziej wybitnych zalet armaty 75 mm — szybkostrzelność, z drugiej strony — wypadki z działami groziły poderwaniem zaufania do sprzętu wśród personelu.

Przedwczesne wybuchy były skutkiem pośpiesznej fabrykacji pocisków. Większą część wypadków można podporządkować pod jedną z następujących przyczyn:

a) wady materjału, które powodowały pęknięcia lub rozdarcia pocisków w lufie;

b) wadliwe osadzenie ostrołuków na korpusie pocisków, odkręcających się w chwili strzału, co powodowało zapalanie się cząsteczek materjału wybuchowego, znajdującego się na gwincie;

c) wkrętki głowicowe źle wyprodukowane były również przyczyną przedwczesnych wybuchów.

Pierwsza przyczyna wypadków — szczeliny w metalu nie mogła być usunięta w czasie obróbki pocisków. W r. 1914-ym warunki odbiorcze zmieniły się w sensie ich złagodzenia; do tego czasu (przed sierpniem) ścianki pocisków musiały wytrzymać ciśnienie 1400 kg/mm^2, od chwili zaś rozpoczęcia produkcji wojennej ciśnienie odbiorcze zostało zredukowane do 400 kg/cm^2.

Wprowadzono natomiast dodatkową próbę twardości, lecz było to nie wystarczającem. Stwierdzono, iż tak długo nie będzie można usunąć wypadków zachodzących skutkiem wad tworzywa, dopóki będą pociski toczone.

Dołączenie do dna pocisku płyty nie jest w możności uszczelnić porowatej powierzchni. Pozostało tylko jedyne rozwiązanie — powrócić do produkcji pocisków tłoczonych, co też nastąpiło wówczas, gdy wytwórnie zostały zaopatrzone w odpowiednie prasy.

Brak organizacji w mobilizacji przemysłu kosztował wiele ofiar w ludziach i przeszło 600 sztuk uszkodzonych dział 75 mm.

O wiele łatwiej było uniknąć drugiej przyczyny wypadków — złego wkręcenia ostrołuku na korpusie pocisków. W oczekiwaniu na powrót do dawnych metod fabrykacji, zapobieżono prowizorycznie samoczynnemu odkręcaniu się ostrołuku względem pocisku przez dodanie trzpieni unieruchamiających.

Co się tyczy trzeciej przyczyny, usunięcie jej było trudne. Produkcja zapalników oraz wkrętek głowicowych została polepszona stopniowo przez obostrzenie warunków odbiorczych.

Przy wyrobie pocisków dla dział 155 mm natrafiono też na szereg trudności.

Dla uniknięcia rozsadzania dział, szczególnie niebezpiecznych w artylerji ciężkiej, postanowiono, iż pociski mają być produkowane jedynie sposobem dotychczasowym — t. j. przez tłoczenie ze stali. Zarządzenie to ograniczyło ilość wytwórni zdolnych do rozpoczęcia produkcji, jedynie wielki przemysł, należycie wyposażony w maszyny i urządzenia, był zdatny do podjęcia tej pracy, jednakże produkcja postępowała powoli.

Poczynając od lutego 1915 r. dawano zamówienie przemysłowi prywatnemu. Przemysł ten nie mógłby podjąć się wykonania tych

zamówień, gdyby mu postawiono za warunek dostarczania pocisków ciężkich ze stali, wobec tego administracja wojskowa zezwoliła na produkowanie pocisków tych z żeliwa stalistego.

Pociski z żeliwa stalistego mają znacznie mniejszą siłę rażenia niż stalowe, ich ścianki są znacznie grubsze i dlatego też zawartość materjału wybuchowego jest mniejsza. Fragmentacja pocisków żeliwnych jest również gorsza, gdyż daje niewielką ilość dużych odłamków o kształcie nieregularnym, które gwałtownie tracą swoją szybkość.

Słowem, były to pociski najgorsze, któremi jednak musiano zadawalać się aż do czasu odpowiedniego rozwoju wytwórni.

(d.c.n.)

Inż. BINDER LEON.

TECHNICZNE I GOSPODARCZE UZASADNIENIA ZAMIANY PRZEDMIOTÓW STALOWYCH I ŻELAZNOKUTYCH NA KUTO-LANE (ŻELIWO KUJNE).

WSTĘP.

Konkurencja na rynku wewnętrznym i zewnętrznym pobudza nietylko do stałego obniżania płac, aby zmniejszyć koszty wytwórcze; pobudza ona państwowe i techniczne siły do zmiany sposobów produkcji, aby objekt utanić z jego strony materjałowej, co ma tem większe znaczenie, że robocizna w przemyśle prywatnym stanowi około 10—15% kosztów własnych lub mniej, a w państwowym (np. w kolejnictwie) — do 50% tych kosztów, co oznacza, że prywatny przemysł trzykroć więcej wyzyskuje siłę roboczą, niż instytucje państwowe; jeżeli zaś wziąć jeszcze pod uwagę koszty materjałów, to wynika, że np. kolejnictwo pracuje częstokrotnie drożej niż przemysł prywatny.

Jeżeli warunki życiowe nie pozwalają na stałe zmniejszenie płac za robociznę, to tembardziej musimy zwracać uwagę na zmniejszenie kosztów materjałów i energji, wchodzącej w otrzymanie np. kuto-lanego objektu: żarzenia, hartowania, grzania, spawania i t. d.

Tembardziej musimy zwracać uwagę na zamianę jednych materjałów przez drugie, jedną energję przez drugą — pod warunkiem jednakiej lub wyższej jakości otrzymywanego przedmiotu.

Takim zamiennym konkurentem na rynku zjawił się obecnie kutolany odlew, który zaczął wycieśniać sobą stal i żelazo kute, nawet w wypadkach bardzo odpowiedzialnych części maszyn i broni, nie mówiąc już o przedmiotach domowego gospodarstwa i budowy.

I trzeba tylko żałować, że wielki przemysł przeoczył tak silnie ten produkt, który przeto stoczył się do rzemieślniczo-majsterskiej praktyki mniejszych zakładów, gdzie rozchód np. na żarzenie jest 5-krotnie większy niż może być; a więc puszcza się w powietrze miljony złotych, gdy tymczasem zużycie żelaza na głowę u nas jest czterokrotnie mniejsze niż w Niemczech i dziesięciokrotnie mniejsze niż w Ameryce, bo wieś niema za co kupić żelaznego objektu, który jest za drogi. Na dowód, że można uzyskać znaczną zniżkę kosztów własnych cechowych, opierając się na badaniach naukowych,—napisany jest ten artykuł, który opisze postępy w kuto-lanych odlewach ostatnich dwu lat.

Zawarte w niniejszym artykule dane cieplne, metalograficzne i chemiczne w Rosji były już dawno znane (Bielajew, Rzeszotarski, Bajkow, Kornakow, Grum-Grzymajło), lecz, ponieważ w wędrówce mej po rewolucyjnej Rosji skonfiskowano mi dużo materjałów naukowo-praktycznych, zwrócić się musiałem do publikacyj amerykańsko-niemieckich, które zawierają znane od 30 lat w Rosji dane z metalografji i metalurgji żeliwa kuto-lanego.

Metalurg może obniżyć koszty materjału, stosując odpowiedni chemiczny, fizyczny i metalograficzny skład, które to czynniki albo obniżają koszty przetopu, lub podwyższają mechaniczne własności wyrobu, lub pomagają stosować lżejsze konstrukcje odlewu, wymagając mniej materjału, lub wreszcie zmniejszając koszty żarzenia i t. d. Co się tyczy chemicznego składu kuto-lanych odlewów to zrobiono tu wiele.

A. Metalografja kuto-lanego odlewu.

Odlewy żeliwne zawierają najczęściej od 2,2 do 3,5% C. Przy 1130° C żeliwo składa się z twardego roztworu T_1 ($C = 1,7\%$) + ladeburyt (mechaniczna mięszanina $T_2 + Fe_3C$), przyczem ledeburyt umieszcza się między kryształami T_1. Kryształy T_2 są drobniejsze niż T_1, karbid zaś żelaza Fe_3C jest wtórny.

Między temperaturami 1130° — 725°C mamy rozpad twardego roztworu; przy 1130°C twarde roztwory T_1 i T_2 są nasycone przez C. Przy obniżeniu temperatury wydziela się Fe_3C (linja ES, rys. 1 i 2); od 1130° do 725° mamy swobodne trzeciorzędne karbidy, reszta zaś twardego roztworu z $C = 0,9\%$ rozpada się zupełnie przy 725°, dając

mechaniczną mięszaninę Fe_3C (czwartorzędne karbidy) + perlit. Ostateczna struktura składa się z perlitu + karbid Fe_3C (wtórne karbidy i trzeciorzędne).

Przy grzaniu żeliwa z C = 3% do 875°C przy A_1 = 750°C cały perlit przechodzi do twardego roztworu; przy dalszem podwyższaniu

Rys. 1.

Rys. 2.

temperatury rozpadają się trzeciorzędne karbidu oraz C = 1,2%, i mamy: twardy roztwór (1,2% C) + część swobodnych trzeciorzędnych karbidów + swobodne wtórne karbidy.

Układ austenit-cementyt. Struktura *swobodnego* karbidu ma własność łatwego *rozpadania* się na swe składniki przy wyższych temperaturach. Na tej własności opiera się żarzenie kuto-lanych odlewów przy 750—720°C i trzymanie przez pewien czas, by Fe_3 C dał: 3Fe + C, a potem *powolne* studzenie, by dać czas tej reakcji dojść do *końca*.

Układ austenit-grafit. Biały kuto-lany odlew ogrzewa się do temperatury ponad A_1 i raptem studzi, by otrzymać Fe_3C. Przy dłuższem grzaniu i wolnem studzeniu wydziela się *grafit*. Ilość C w roztworze zmniejsza się i otrzymujemy:

W 1-ym wypadku postępowania *austenit-cementyt.*

W 2-im wypadku postępowania *austenit-grafit.*

W tym drugim wypadku N przesunie się do N_1; N — N_1 jest czas żarzenia najwyższej temperatury.

Dalej postępowanie odbywa się według E' S'; S'_1 jest eutektyka i twardy roztwór rozpada się zupełnie. N' da się określić, jeżeli znamy C żeliwa i temperaturę żarzenia (początek grafitowania).

Przy C = 3% i t = 875° C żeliwo składa się z twardego roztworu z C = 1,2% (rys. 1 i 2) + swobodne wtórne + części trzeciorzędnych karbidów żelaza, których ilość będzie:

$$100 \cdot \frac{3 - 1,2}{6,67 - 1,2} = 33\%.$$

Według Howe *poniżej* A_1 swobodne karbidy rozpadają się na *ferryt* + *grafit*, a powyżej A_1 — na *austenit* + *grafit.* *)

B. *Skład chemiczny i mechaniczny własności kuto-lanych odlewów.*

Aby użyć stosownie materjał, trzeba wiedzieć jaka jest praca wykonanego z tego materjału objektu. Wykonywa się zaś różne przed-

---

*) austenit = roztwór Fe_3C w żelazie γ

β żelazo = α żel. + część γ żel.

β żelazo + C = twardy roztwór = ferronit.

ferryt α = miękkie w obróbce.

„ β = twarde „

„ γ = miękkie „

mioty z żeliwa kutolanego; zamki, okucia wagonów i wozów, maszyny rolnicze, domowe, koła, części samochodów, części pneumatycznych maszyn, okrętów, transportowe urządzenia, pługi motorowe, armatury, pałąki, *części broni,* części parowozów i t. p.

Widzimy więc, że zakres pracy jest szeroki, i trzeba umieć dobrze trafić na odpowiedni materjał.

W niniejszej rozprawie uwzględniam głównie odlew z kopulaka i pieca pyłowęglowego.

Dodatnie strony odlewu z kopulaka są znane:

1) Duża ilość płynnego żeliwa.
2) Wygodny rozlew.
3) Dobry dozór i kontrola przebiegu.
4) Mniejsze koszty na koksie i płacy (15% zamiast 80%).
5) Odpada drogi tygiel.
6) Tanie gatunkowanie (duży udział odpadków kut. żel.).
7) Odpadają koszty w święta i strajki.
8) Mały zgar; w martinowskim piecu mamy zgar węgla: na 100 kg dobrego kutolanego odlewu trzeba 108 kg surówki; w kopulaku stosujemy 25% kutego żelaza, a 50% kupionego wsadu jest z tanich odpadków.

Przy różnicy cen surówek dla kuto-lanych odlewów i złomu żel. 80 zł/t. gatunkowanie w kopulaku jest o 28 zł/t tańsze niż w martinowskim piecu. Prawie o tyleż jest tańszy przetop kopulakowy od martinowskiego.

Dotychczas kopulaki górują w produkcji kuto-lanego odlewu, jak to widzimy z tabeli Nr. 1.

Tabela Nr. I.
Udział różnych pieców w kuto-lanych odlewach.

Kopulaki	75%
Martiny	16%
Brockelsbergi . .	3,5%
Tygle	2,0%
Piece ropowe . .	1,5%
Bessemery . . .	1,0%
Elektryczne . . .	1,0%

Praktyka wykazała, że kuto-lany odlew z kopulaka musi być żarzony dłużej od odlewu z tygla; w kopulaku mieszają się: wsad, koks i gazy, co powoduje wzbogacenie się w S topionego metalu; topienie odbywa się w mocno utleniającej atmosferze pod ciśnieniem 600—1000 mm sł. wodn., co powoduje nasycenie metalu przez płynne tlenki żelaza i gazy, oraz przez węgiel.

Kuto-lany odlew z kopulaku zawiera do 0,16—0,25% S, która czyni żeliwo gęsto-płynnem, przedłużając żarzenie (zatrzymuje: rozbicie Fe_3C na węgiel żarzenia i Fe i odwęglanie w wyżarzaniu utleniającem).

Zawierające się w kopulakowym żeliwie tlenki i gazy czynią je gęsto-płynnem i przeciągają żarzenie.

Wysoki % C w żeliwie działa odwrotnie: dodaje płynności żeliwu, lecz wydłuża czas żarzenia, co znowu działa ujemnie na mechaniczne własności gotowego kuto-lanego odlewu.

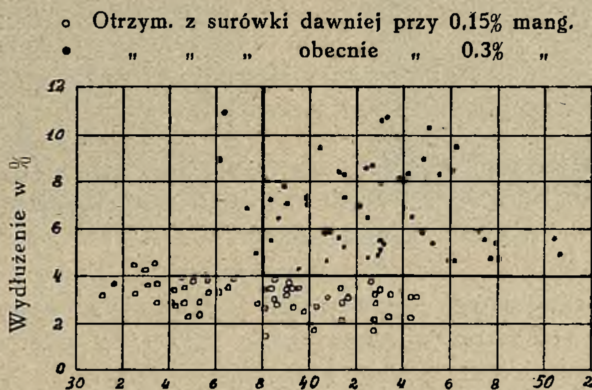
Siarkę neutralizuje Mn, którego pierwotnie brano tylko 0,15%; obecnie zaś — jak wykazuje tabela Nr. 2.

Tabela Nr. 2.

% S	Kuto-lany biały. Mn	Kuto-lany szary. Mn
0,06 — 0,08 w tyglach	0,18 — 0,20	0,35 — 0,40
0,09 — 0,12 „	0,20 — 0,25	0,40 — 0,45
0,13 — 0,16 w kopulak.	0,25 — 0,30	0,45 — 0,55
0,16 — 0,20 „	0,30 — 0,35	0,55 — 0,60
0,21 — 0,25 „	0,35 — 0,40	0,60 — 0,70
0,26 — 0,30 „	0,40 — 0,45	0,70 — 0,80

Dodatni wpływ Mn uwidoczniony jest na rys. Nr. 3. Ilość Mn musi być jednakowoż mierzona obecnością siarki; obecnie Mn dodają do 0,4—0,6% i więcej, by zmniejszyć czas pełnego żarzenia.

Najmniejsza ilość Mn określa się 2 lub 3-krotną ilością S, co zwiększyło w Niemczech mechaniczne własności kuto-lanych odlewów ponad państwowe normy: otrzymano do 60 kg/mm^2 i 6—10% wydłużenia. (950° — i 25 godzin, miękki kuto-lany odlew).



Rys. 3
Wytrzymałość w kg/mm²

Działają również na S ciężkiemi alkaljami: metalicznem Ca, lub Ca Si (Mechan. U. S. A., 950° i 20 godz.), otrzymując 85 kg/mm² i 2% wydłuż. przy szybkiem studzeniu po rozbiciu Fe_3C.

Normalne mechaniczne własności kuto-lanych odlewów w Niemczech daje tabela Nr. 3.

Tabela Nr. 3.

	K_z kg/mm²	Wydłużenie %
a) Biały kuto-lany odlew:		
Kopulak	42,5	6,3
Tygle	43,1	6,3
Martin	43,0	5,9
Elektryczny	50,1	6,5
b) Szary kuto-lany odlew:		
Kopulak	38,0	10,9
Ropowy	36,4	12,0
Martin	39,8	11,1
Brackelsberg	43,2	18,1
Elektryczny *)	40,0	22,0

*) 2,1 C; 1,1 Si; 0,14 P; 0,29 Mn; 1750°.

Przy tyglach Mn = 0,18%, przy płomiennych piecach, martinowskich Mn = 0,18 — 0,20, o ile kuto-lany odlew ma być biały i bez czarnych plam; przy szarym 0,25% Mn, gdyż ta ilość sprzyja wydzielaniu się węgla żarzenia podczas żarzenia.

W kopulaku jest więcej S, więc i więcej trzeba Mn w odlewie. W bogatem w S, a biednem w Mn żeliwie S jest związana z Fe, jako FeS, który to związek wpływa ujemnie na wytwarzanie się węgla żarzenia, zaś MnS — dodatnio. Teoretycznie Mn trzeba 1,7 razy więcej niż S dla całkowitego jej związania. Jeżeli żeliwo zawiera 0,18 — 0,20% S, Mn trzeba przynajmniej 0,3 — 0,35%, by unieszkodliwić S. Ta ilość Mn starczy dla białego kuto-lanego odlewu, dla szarego zaś, z kopulaka, trzeba 0,55 — 0,60% Mn.

Mn usunął z kuto-lanego odlewu pierwotną twardość i łamliwość grubszych odlewów, szczególniej w środku; zwiększył wytrzymałość, działając oczyszczająco i odtleniająco. MnS krzepnie przy wysokiej temperaturze, co powoduje jego przejście do żużla, a więc — odsiarczanie żeliwa. Oprócz tego Mn uszlachetnia rdzenną masę Fe w żeliwie nie zmniejszając wydłużenia.

Każde 0,1% Mn podwyższa wytrzymałość o 0,8 kg/mm^2.

Próby Baumann'a wykazały, że kuto-lany odlew z 0,285% S i 0,19 Mn jest o wiele gorszy od tegoż odlewu z 0,62% Mn (dodatek FeMn). Obie te próbki były żarzone przy 950° C przez 60 godzin. Pierwsza próbka pękła od jednego uderzenia, wtedy gdy druga wykazała znaczną wytrzymałość (ciągliwość). Mikroskopowe badania wykazały w pierwszej próbce dużą ilość twardego cementytu (Fe_3C), natomiast w drugiej — drobnoziarnistą budowę ferrytu — obok węgla żarzenia i perlitu. (rys. 4a, 4b, 4c, 4d).



Rys. 4a.

likwacja S. S równomiernie



Rys. 4b.
odl. k.-l. biały, nat. wielk.



Rys. 4c.
wydz. grafitu w biał. k.-l.
odl., X 200





Rys. 4d.

Twarda struktura biedna w Mn.
Kopulak. k.-l. odl., X 100

Miękka struktura bogata w Mn.
Kopulak. k.-l. odl., X 100

Udziału wpływu Si na wytrzymałość w granicach 0,8 — 1,1% Gilmore nie ustalił, lecz tą ilśoć nie powinna wyzywać grafitowania. Ponieważ Si działa dobrze na węgiel żarzenia, bierze się go możliwie najwięcej, stosując wzór Gilmora dla zależności między C i Si:

$$Si = 1{,}5 - \frac{\% C}{4}; \quad C = 6 - (4 x \% Si),$$

który daje zawartość Si przy 2,4% C.

$$Si = 1{,}5 - \frac{2{,}4}{4} = 0{,}9\% C,$$

C zaś trzeba przy 1,0% Si:

$$C = 6 - 4 x 1{,}0\% = 2\%.$$

Żeliwo z 2% C jest gęsto-płynnem, a otrzymane z płomieniaka lub pieca martinowskiego zawiera dużo tlenków, źle wpływających na od-

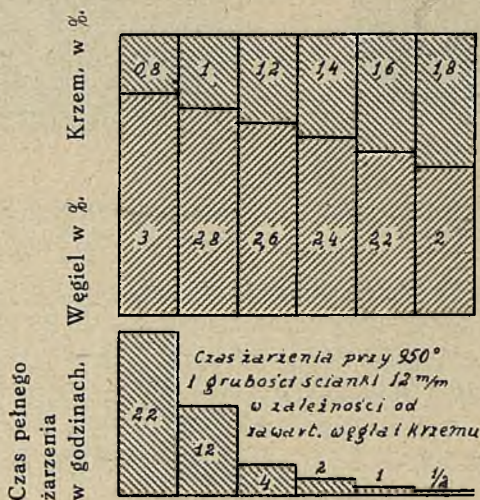
lew i następne żarzenie (plamy). Braki te usuwa piec pyłowy Brackelsberga, o którym będzie mowa niżej i który produkuje małowęgliste żeliwo z małą zawartością gazów i tlenków i łatwopłynne.

Przy zawartości C = 1,8% — 2% amerykański patent General-Motors Research Corporation (Nr. 1591598,6,7/1926) pozwala na podwyższenie Si do 3—4% przy skróceniu czasu żarzenia do 4 godzin. Ta ilość Si może wyzwać grafitowanie, czego unika się, stosując stalowe formy.

Krzem działa dodatnio nietylko na wytwarzanie się węgla żarzenia, lecz i bezpośrednio na całą masę żelaza i żeliwa, zwiększając wytrzymałość i granicę płynności o 1 kg/mm² przy podwyższeniu Si o 1%.

W normalnem kuto-lanem żeliwie zawartość Si ma wynosić 1—1,2% przy należytem ustosunkowaniu się innych domieszek żeliwa, które uniemożliwiłyby pojawienie się plam — gniazd grafitu.

Wzajemna zamiana Si i C znacznie skróca czas żarzenia kuto-lanych odlewów i przy zwiększaniu zawartości Si zmniejsza się C (rys. 5), gdzie grubość ścianek była 12 mm; przy innej grubości — in-

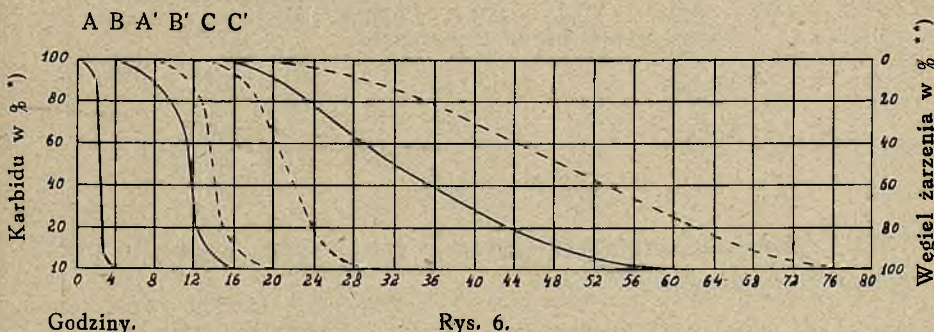


Rys. 5.

ny chemiczny skład: przy 3 i 5 mm i C = 2% zawartość Si = 2,8%. Takie postępowanie musi już się odbyć w piecu pyłowęglowym, gazowym lub elektrycznym.

Widzimy więc, że Si i S dla nadeutektoidalnych karbidów są decydujące w pierwszym rzędzie (rys. 6, Stotz i Schuz).

Fosforu w złomie kutym bywa zwykle mało: do 0,1%; lecz przy niestosownych wsadach ilość ta może się podnieść, co zmniejszy udarność żeliwa, szczególniej przy dużej w nim ilości Fe_3C, a co się częściej zdarza u nas niż u Amerykan w szarym odlewie, który przy stosownem żarzeniu już wogóle nie zawiera Fe_3C w gotowym odlewie. Dlatego też Amerykanie mają więcej P w odlewie: do 0,225%, otrzymu-



Rys. 6.

*) Badania mechaniczne żeliwa z kopulaka. 12 mm średnicy 60 mm długości podlega rozerwaniu.

**) Wpływ krzemu, siarki na szybkość rozpadu karbidu przy 950° C. Składniki chemiczne

Próba	C %	Si %	Mn. %	S %	Próba	C %	Si %	Mn. %	S %
A	2,26	1,22	0,34	0,070	A_1	2,19	1,07	0,17	0,130
B	2,72	0,73	0,18	0,065	B_1	2,50	0,66	0,19	0,286
C	3,71	0,39	0,20	0,071	C_1	3,55	0,43	0,14	0,403

jąc płynniejsze żeliwo i większą wytrzymałość bez znacznego zmniejszenia wydłużenia: o 1,5—2 kg/mm², w porównaniu z małofosforowym odlewem.

Dla zmniejszenia S i uszlachetnienia żeliwa próbowano postępowanie besemerowskie, lecz nie można było otrzymać mniej S od 0,10 — 0,12%. W Niemczech usuwano S zapomocą Walter-Paketen (z sodą).

Naogół C w kuto-lanych odlewach nie winien przewyższać 3,0%; w kopulaku można otrzymać 2,7—3% C, czyli średnio 2,85% C.

Jeżeli siarkę zdławimy manganem, to taki kuto-lany odlew (biały) ma wytrzymałość = 50—60 kg/mm², przy 5% wydłużenia, szary zaś 40—50 kg/mm² i 15% wydłużenia.

Zwracam uwagę, że kopulak daje możność wytwarzania wysokowartościowego szarego „amerykańskiego" kuto-lanego odlewu.

W kopulaku nawęglanie możemy zmniejszyć wraz z upałem chemicznym, gatunkując tak: 25% surówki, 25% złomu (druzgu) kutego żelazn. i 50% lejów.

Mamy upał albo uzysk:

1)	Żelazo	0,75%	od	98,4%	wsadu	= 0,74%
2)	Krzem	12%	od	0,7%	wsadu	= 0,08%
3)	Mangan	20%	od	0,5%	wsadu	= 0,10%
4)	Fosfór	0%	od	0,1%	wsadu	= 0,0
	Suma upału przez utlenienie					= 0,92%
5)	Siarka	50%	od	0,10%		= 0,05%
6)	Węgiel	18%	od	2,54%		= 0,46%
			Suma uzysku			= 0,51% *)

Ta chemiczna strata jest mała: przy martinowaniu mamy 3%, przy piecach płomiennych 2,5%.

Całkowite straty zwiększają się przez mechaniczne zaplątanie się żeliwa w żużlu, przez bryzgi, resztki po odlewie i t. p. i wynoszą od 1 do 3%.

Najmniejsza ilość C w kuto-lanem żeliwie wynosi 2,6%. Przy mniejszej ilości żeliwo kopulaka gęstnieje, daje małe gazowe pęcherzyki żużlowe i tlenkowe włączenia i t. p. Przeto wymagany jest bardzo gorący bieg kopulaka (1450°C) z rozchodem koksu 12—14%.

Często bywa, iż płynne żeliwo w kadzi odrazu gęstnieje przy odlewie, czemu winna nie surówka, lecz bieg kopulaka niewłaściwy, druzg (rdza), koks i wapień, zawieszanie się wsadu, za dużo powietrza, niewłaściwy żużel, tlenki FeO, za duża strata Si i C i t. p.

Małowęgliste i małokrzemowe żeliwo posiada wysoką temperaturę krzepnięcia, co powoduje wydzielanie się kryształów Fe już przy nieznacznych obniżeniach temperatury: te kryształy żelaza oblepiają zimny spód kadzi, czyniąc żeliwo niezdatnem do odlewania w małe formy.

By wytwarzać tani wysokowartościowy kuto-lany odlew, trzeba się ściśle trzymać wymaganego składu żeliwa (tab. 4). Przytoczona tabela dowodzi, jak małe wahanie w chemicznym składzie można już otrzymać z kopulaka w każdych 250 kg żeliwa: dla C i Si stanowią one tylko od 0,1 do 0,2%, dla Mn — 0,06 — 0,08%, dla P i S prawie

*) Ogólny upał przy topieniu = 0,41% (0,92 — 0,51).

Tabela Nr. 4.

Odlew kuto-lany biały					Odlew kuto-lany szary			
C	Si	Mn	P	S.	C	Si	Mn	S.
2,84	0,71	0,38	0,088	0,174	2,72	0,80	0,57	0,181
2,80	0,65	0,38	0,086	0,174	2,68	0,90	0,60	0,182
2,72	0,66	0,35	0,084	0,168	2,62	0,88	0,58	0,176
2,73	0,64	0,33	0,084	0,164	2,64	0,84	0,62	0,174
2,70	0,66	0,32	0,090	0,164	2,62	0,82	0,58	0,172
2,72	0,64	0 30	0,092	0,160	2,60	0,80	0,58	0,180
2,69	0,57	0,32	0,086	0,162	2,61	0,82	0,58	0,175
2,73	0,63	0.32	0,084	0,164	2,62	0,83	0,60	0,178
2,70	0,66	0,34	0,082	0,164				
2,72	0,66	0,32	0,082	0,162				
2,74	0,65	0,34	0,086	0,166	2,64	0,84	0,59	0,177
różn. max. 0,15	0,14	0.08	0,010	0,014	0,12	0,10	0,06	0,010

0,01%. Musimy tu dodać, że osiągnąć taki rezultat można tylko przy pomocy *sumiennego, umiejętnego* i *skrupulatnego* sortowania złomu i surówek do naboju. Amerykanie pomagają tu sobie klasyfikując surówkę „na oko" w/g tabeli Nr. 5.

Tabele 3, 6 i 7 wykazują ścisłą zależność mechanicznych własności od chemicznych.

Wielce doniosłe techniczne i gospodarcze znaczenie ma otrzymanie taniego i dobrego kuto-lanego odlewu amerykańskim sposobem, ściśle dozorując kopulaki.

Przy stosowaniu szybkiego (przyśpieszonego) żarzenia, odlewy z dowolną grubością ścianek i stosownym chemicznym składem wyżarzają się w przeciągu 20—12 godzin, co zmniejsza koszty żarzenia o 100 złotych/t, wydajność zaś pieców żarzenia zwiększa się o 30%.

Tabela Nr. 5.
Klasyfikacja złomu surówki „na oko".

Złom	C cały	Grafit	Si	Mn	P	S.
Biały	3,05	0,05	0,50	0;20	0,15	0,06
Biały nakrop.	2,85	0,30	0,64	0,25	0,13	0,06
Twardy	2,40	0,75	0,74	0,27	0,12	0,06
Średni	1,60	1,60	0,84	0,28	0,11	0,06
Miękki	1,15	2,05	0,90	0,30	0,10	0,06
Szary	0,80	2,45	1,00	0,35	0,08	0,06

Tabela Nr. 6.
Mechaniczne własności kuto-lanych odlewów.

	K_z kg/mm²	Wydłużenie %
Odlew kuto-lany biały	44,8	5,6
	43,6	5,4
	46,2	5,8
	47,0	5,3
	49,6	6,2
	50,5	5,8
	51,6	5,4
	52,6	5,8
	51,6	5.3
	śred. 49,0	5,3
Odlew kuto-lany szary	37,0	12,2
	38,8	11,8
	39,6	11,2
	39,2	12,0
	39,6	12,0
	śred. 38,2	11,8

Tabela Nr. 7.

Odlew kuto-lany biały			Odlew kuto-lany szary		
Wytrzymałość	Wydłużenie	Zgięcie	Wytrzymałość	Wydłużenie	Zgięcie
Kg/mm²	%	∢ °	kg/mm²	%	∢ °
37,7	8,3	57	39,0	20	175
48,8	4,0	30	42,5	19	180
35,9	8,0	95	35,0	19	180
40,3	15,3!	60	39,1	27!	180
48,8	4,0	30	38,4	13	160

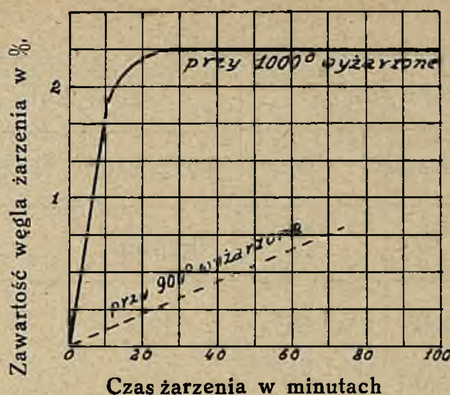
Dla otrzymania najwyższej wytrzymałości kuto-lanego odlewu wymagany jest następujący skład chemiczny:

C = 2,2 — 2,4 %
grafit = 0,0
Si = 0,6 — 1,0
Mn = 0,2 — 0,3
P. = 0,1
S. = 0,04 — 0,06

Zawartość Si, Mn, P można zmieniać w/g życzenia, lecz C i S zależą nietylko od rodzaju pieca, lecz i od zdolności szmelcera i dobroci paliwa.

Podane niskie ilości C i S nie mogą być otrzymywane w kopulaku. Ameryka dowiodła, że zmniejszenie C o każdą 0,1% w surówce zwiększa wytrzymałość o 1,25 kg/mm² i wydłużenie bardzo znacznie. L. E. Gilmore otrzymał tam 40 kg/mm² przy wydłużeniu 20 — 25%; C = 2,2 — 2,4; Si = 0,9 — 1,0; piec płomienny; przy C = 2,7 — 2,8% K_z = 35 kg/mm² i wydłużenie = 10—15%. Z kopulaka przy, C = 2,9 — 3,2% było: K_z = 30 — 35 kg/mm² i wydłużenie 6—10%.

Wpływ na kuto-lany odlew ma nietylko wysoka temperatura żarzenia, lecz i specjalne dodatki (rys. 6 i 7): chrom już przy 0,1% działa ujemnie na zjawienie się węgla żarzenia, udrożając postępowanie; tytan zaś rozdrabia go i przyśpiesza postępowanie już przy 0,1%



Rys. 7.

Tworzenie się węgla żarzenia w zależności od czasu przy chromoniklowym kutolanym odlewie przyśpieszonym.

Ti; wanad zatrzymuje rozpad Fe_3C; miedź działa ani źle, ani dobrze, lecz sprawa wymaga wyjaśnienia.

Stosowanie Cr (dla wyższych mechanicznych wartości) wymaga zwiększenia Si lub dodatku Ni dla rozdrobnienia węgla żarzenia i wzmocnienia perlitu zasadniczej masy struktury—duża wytrzymałość do 100 kg/mm², przy wydłużeniu 1—2% (tab. 8. Piwowarski, Nipper).

Tabela Nr. 8.

Chromowo-niklowy kuto-lany odlew.

C=% cały	Si %	Mn %	P %	Ni %	Cr %	Żarz. 950 godz.	K_z kg/mm²	Wydł. %	mkg/cm²	Uderzeń
2,09 (1,54)	1,63	0,84	0,018	—	—	1	65	4	4	115.500
1,87 (1,51)	1,63	0,79	0,019	1,00	—	1,5	62	3	2,5	37.000
1,82 (1,49)	1,56	0,74	0,020	2,48	—	2,0	62	2	4	114.000
2,01 (1,30)	1,60	0,76	0,016	2,55	0,46	3,0	90-— 100	1	3	260.000

S = 5.0,018 — 0,022%

( ) = zamiast węgla żarzenia.

Przy małej zawartości Si w kuto-lanym odlewie i zamianie części Si przy Ni — powstaje znaczne rozdrobnienie węgla żarzenia (rys. 7, tabl. 9).

Tabela Nr. 9.

	C cały %	Si %	Mn %	P %	S %	Ni %	Cr %
I	2,4	0,26	0,21	0,024	0,023	1,4	—
II	2,0	0,28	0,17	0,022	0,016	2,4	—
III	2,2	0,28	0,20	0,018	0,017	3,4	0,4

Możliwe jest (Piwowarski, L. Binder), że Ni przyśpiesza żarzenie, gdyż przy nim mieszanina rud może być ostrzejsza: C lepiej gazuje, nie powodując utlenionej skórki na powierzchni kuto-lanego odlewu i t. p.

Uran, cyrkon działają podobnie krzemowi, glinowi i tytanowi: sprzyjają wydzielaniu się węgla żarzenia (na miękkie odlewy) i grafitu, stwarzając niebezpieczeństwo braku.

W bezkrzemowym żelazie 0,1—0,15% tytanu może zamienić Si; ten sam skutek ma 0,5% Al. lub cyrkonu, którego obecność = ½% w normalnym kuto-lanym odlewie jest dostateczna, by *znacznie* przyśpieszyć wytwarzanie się węgla żarzenia. Pewien amerykański patent przez dodatek Ca Si przetwarza biały kuto-lany odlew na szary.

Tytan w związku z glinem używa się dla odtleniania tlenków Fe kuto-lanego odlewu: Al_2O_3 wchodzi do żużla, zatem gotowy odlew nie zawiera Al, nadmiaru którego trzeba się wystrzegać, by nie stworzyć warunków, sprzyjających wydzielaniu się grafitu w dużych kryształach (płytkach).

Trzeba pamiętać, że w utleniającej atmosferze żarzenia (powietrze w nadmiarze, CO + CO_2, para wodna) krzem białego i szarego kuto-lanego odlewu przeistacza się w SiO_2, czego już dawno dowiódł Piwowarski, lecz czego w Rosji dowiódł autor przed 13-tu laty w Iżewskiej fabryce karabinów i specjalnej stali, w metalograficznem laboratorjum, — tab. 10 (Piwowarski przy t = 450°). Tabela ta dowodzi, iż w ferrytowej skórze 10% Si utleniło się do SiO_2. Badano zdrową sztabę grub. 15 mm, mającą rdzeń-ferryt + węgiel żarzenia, brzeg

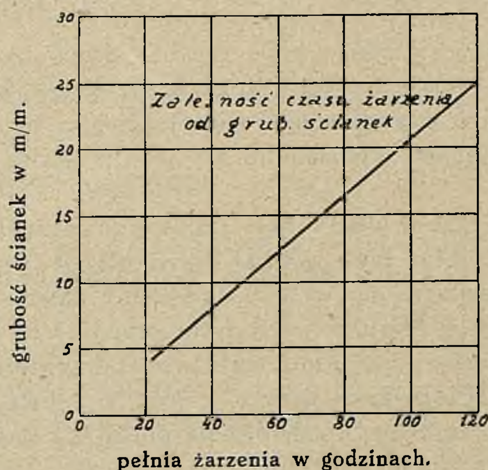
Tabela Nr. 10.

SiO_2 w obrzeżu kuto-lanego odlewu.

Próba	Wyjęto z	Si %	SiO_2%	Si jako SiO_2%
1	Środek	0,95	0,016	0,79
	Perlit. pierścień	0,94	0,018	0,89
	Obrzeże	0,96	0,198	0,65
2	Środek	0,51	0,020	1,83
	Perlit. pierścień	0,51	0,014	1,28
	Obrzeże	0,51	0,104	9,52
3	Środek	0,58	0,016	1,29
	Perlit. pierścień	0,58	0,014	1,13
	Obrzeże	0,57	0,100	8,20

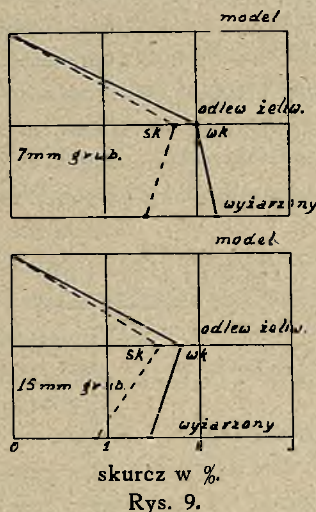
z czystego ferrytu, między nimi zaś perlityczny pierścień (rys. 8, 9 i 10).

Omówiliśmy wpływ chemicznego składu na zwiększenie mechanicznych wartości kuto-lanego odlewu.



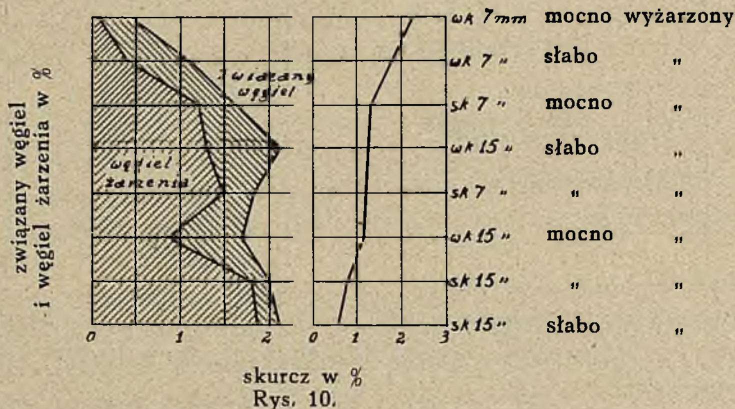
Rys. 8.

Średni skurcz szarego i białego kuto-lanego odlewu, z różną grub. ścianek.



skurcz w %.
Rys. 9.

Całkowity węgiel, węgiel żarzenia i związany węgiel w stosunku do skurczu



skurcz w %
Rys. 10.

W dalszym ciągu omówimy skrócenie czasu żarzenia i zmniejszenie kosztów wytwórczych.

C. Żarzenie kuto-lanego odlewu.

Żarzenie wymaga szczególniejszej uwagi inżynierów hutniczych (metalurgów), którzy najlepiej orjentują się w bilansie ciepła pieca.

W zapuszczonych w tym kierunku odlewniach piece żarzenia przynoszą olbrzymie straty dla przemysłu i narodu.

Nawet Niemcy obliczają swe straty na węglu, — tylko na żarzeniu kuto-lanych odlewów na 50,000 tonn węgla rocznie, co stanowi 2.500.000 złotych rocznie (70.000 tonn rocznie kuto-lanego odlewu), nie licząc żarzenia stali, suszarni w odlewniach i t. p.

Dość spojrzeć na tabl. Nr. 11, by przekonać się, czego można dokonać pod względem ekonomji na paliwie w piecach żarzenia: z

Tabela Nr. 11.

Żarzenie	Zużycie paliwa
Piece komorowe	
Na	225% żarz. mat.
Półgazowe	100% " "
Pyło-węglowe	65% " "
Piece tunelowe	
Pyło-węglowe	35% " "
Pozageneratorowe . . .	25% " "
Pyło - węglowe regeneratorowe	25% — 16,5%

pierwotnego rozchodu paliwa 225% od żarzonego metalu, obecnie mamy tylko 25—16% czyli prawie 200% ekonomji na paliwie w stosunku do metalu.

Na zmniejszenie kosztów żarzenia kuto-lanego odlewu wpływa:

1) Stopień dbałości o należyty wsad i prowadzenie pieca.
2) Chemiczny skład kuto-lanego odlewu.
3) Skrzynie żarzenia (garnczki).
4) Odwęglające środki.
5) Rodzaj pieców żarzenia.

Co do wsadu do kopulaka, to przedewszystkiem musimy pamiętać, że *cienkościenny* biały kuto-lany odlew wymaga *więcej* koksu niż szary. Do kopulaka ładuje się wpierw 1000—1500 kg na odlew

szary, a już potem na biały, co ma celu podegrzanie biegu kopulaka. Z tego przejściowego materjału odlewają garnczki żarzenia, ich pokrywy, płyty dla pieców żarzenia (bez garnczków). Przy kopulaku o 700 m/m mamy wsad 350 kg, lecz dla białego lano-kutego odlewu weźmiemy tylko 200 kg; dodamy 28 kg dobrego koksu i 6 kg wapniaka; do tego 25% odpadkw kutego żelaza, 25% stosownej surówki i 50% kuto-lanego złomu. Używany tu koks może mieć tylko 8—10% popiołu i siarki nie więcej ponad 1,2%. Jakość popiołu trzeba zbadać bardzo sumiennie: czy da żużel kwaśny, czy zasadowy, by dać należyte dodatki, gdyż wysoka temperatura i zasadowy żużel są to dwa nieodzowne warunki otrzymania dobrego odlewu bez siarki. Do trzonowego koksu trzeba również dodać CaO i to nie tylko *na wierzch*, lecz i do środka: w przeciwnym razie *pierwsze* żelazo będzie popsute przez siarkę.

Należyty dopływ powietrza i odpowiednia ilość CaO dają stosowną temperaturę pieca i zasadowy żużel bogaty w S. Na siarkę dobrze działa Mn. Jeżeli mówimy, że manganu w kuto-lanym odlewie jest 0,4% oznacza to, że tę ilość zawiera ostateczny produkt; wsad zaś ma zawierać do 0,6% Mn. Naogół manganu dodają czterokrotną ilość siarki w koksie. MnS idzie do żula, gdyż ma wysoką temperaturę krzepnięcia, zmniejszając ilość S, która utrudnia rozpad Fe_3C.

Koks trzonowy musi być suchy, wsadowy zaś — mokry, gdyż taki stan ostatniego pomaga spalaniu . Stąd wniosek, że wogóle koks musi być pod dachem, a moczenie winno się odbywać tylko na pomoście, przed zarzuceniem do kopulaka i nie na wagę, lecz objętościowo.

Wody koks może zawierać od 3 do 6%, kawałków dużych musi być dostateczna ilość, by wiatr dobrze przenikał. Otwarto leżący koks moczy się w porach, a zatem rozpękuje od mrozu na drobiazg.

Aby skrócić żarzenie, odlew wykonywają z konwertora pieca płomiennego lub martinowskiego; lecz piec płomienny ma współczynnik użyteczności często tylko 15%, więc opalanie trzeba uskutecznić pyłem węglowym i z *przechylnego* płomieniaka wydajności 5000 kg.

Kopulakowy odlew zawiera: 2,8% C; 0,8% Si; 0,4% Mn; 0,15% P; 0,15% S (po *żarzeniu*) i będzie takich samych własności mechanicznych, jak z tygla *bez* żarzenia i o składzie: 1,2 C; 0,7 Si; 0,4 Mn; 0,2 P; 0,09 S; ścianki tu były 6 m/m, objekty puste (granaty).

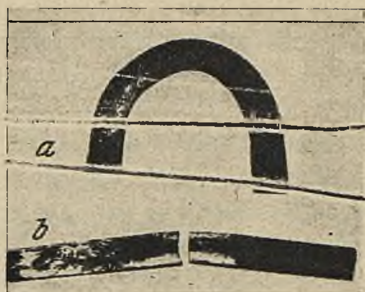
Biały kuto-lany odlew z tygla o powyższym składzie odlewają również z konwertora, płomiennego i martinowskiego pieca.

Im grubsze ścianki odlewu, tem mniej trzeba brać w nim węgla. Odlewy kuto-lane z kopulaka trzeba wyżarzać w utleniającej atmosferze, z pieców zaś grzać przez 12—30 godzin przy czerwonej temperaturze 600—800^0 C, która jest dostateczna dla żarzenia *szarego* odlewu w drzewnym węglu; dla białego temperatura wynosi: 900—1000^0 C.

Co się tyczy samego żarzenia, to lepiej jest dać wysoką temperaturę *z początku przez krótki czas*, a następnie dokańczać w niższych temperaturach: lepiej *dłużej* żarzyć niż przy *stale wysokiej* temperaturze, co czynili *dawniej*, żarząc do 7 dni przy temperaturze 1000^0 C, gdy tymczasem obecne przyśpieszone całkowite żarzenie można wykonać w przeciągu 1—2 dni. Im więcej węgla w odlewie, tem dłuższe żarzenie. Gdzie tylko można, trzeba wstawiać rdzenie dla przyśpieszenia żarzenia.

Z 2,8% C wypala się 1,6% C; reszta 1,2% C znajduje się w karbidzie Fe_3C, z którego 0,8% wynosi węgiel żarzenia. Wyżarzone odlewy posiadają ferrytową skórkę grubości 1,5—2,5 mm. Gruba kuto-lane odlewy są twarde z tego powodu, że większa część węgla żarzenia przechodzi do roztworu. Za skórkę ferrytu znajduje się perlit, za perlitem karbid (Fe_3C) i węgiel żarzenia; środek — bez C.

Tam, gdzie odwęglanie nie sięga, C pozostaje na miejscu. (rys. 11, 12, 13, 14).

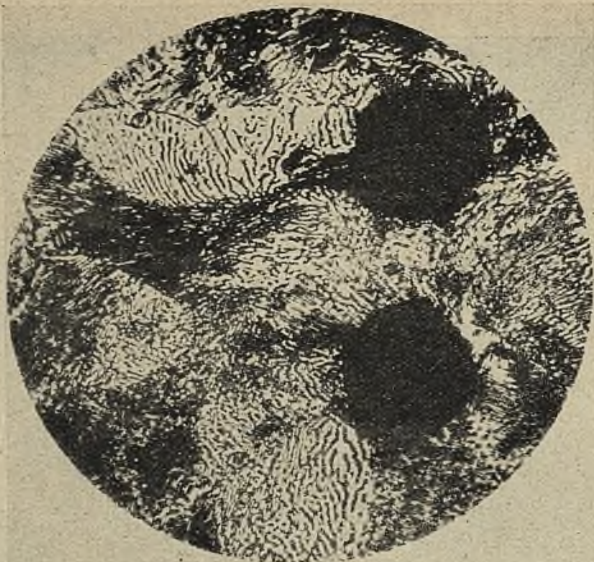




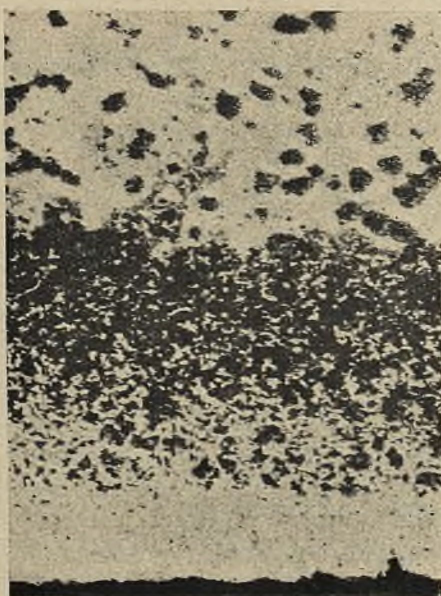
K. 1. odlew z „czarnym rdzeniem", łamliwy po wyżarzeniu.

Rys. 11.

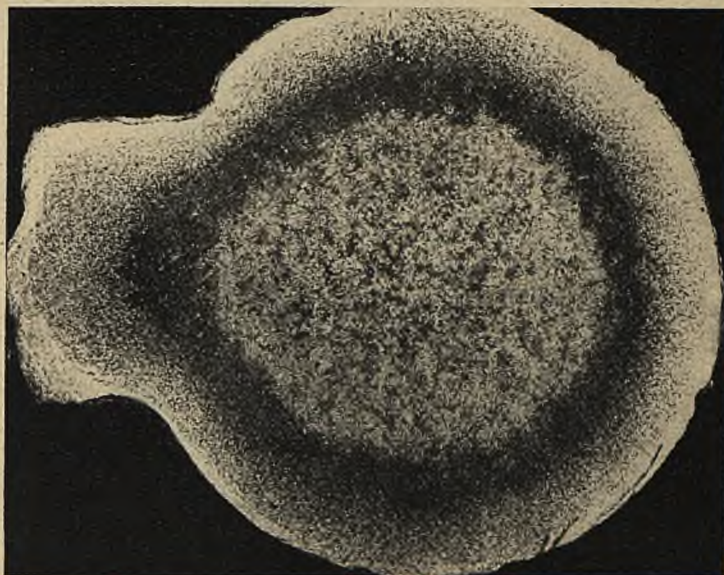
a. zgięty na zimno
b. złom po wyżarz., biały



Rys. 12.
Perlityczna budowa k.—l. odl. z wysoką wytrzymał. na rozerwanie.



Rys. 13.
Twardy perlityczny pas w pobliżu powierzchni k.—l. odl. z „czarnym rdzeniem", × 10



Rys. 14.
Złom. biał. k,—l. odl.

Dla *cienkich* odlewów trzeba stosować kuto-lany odlew *biały* żarząc go w rudzie przy 1000⁰ C, grube zaś odlewy wykonywa się z martiniaka lub konwertora z zastosowaniem tylko grzania (neutralnego) przy temperaturze 800—900⁰ C: węgiel odlewu przetwarza się na karbid, grafit, węgiel żarzenia i perlit — otrzymuje się *szary* kuto-lany odlew, który bardzo dobrze się kuje przy *wszystkich* grubościach ścianek, mając większe wydłużenie (tab. Nr. 3). Jeżeli C w nim za dużo, to swobodny węgiel żarzenia rozpuszcza się podczas żarzenia, dając twardy roztwór — twardy przy kuciu: ferryt i grafit zwiększają wydłużenie o 12%, perlit zmniejsza je.

Szary kuto-lany odlew otrzymuje się prościej niż biały, ściąg (skurcz) jest wygodniejszy, wydłużenie większe, więc ma większe gospodarcze znaczenie. W białym kuto-lanym odlewie mamy większe ograniczenie w jego składzie chemicznym, i wymagany czas pełnego żarzenia jest linijną funkcją grubości ścianek (rys. 7). Temperatura jego żarzenia leży również w ciasnych granicach 925—1000⁰ C, o ile chcemy otrzymać *czysty* odlew. Przyśpieszenie żarzenia jest możliwe przez zmniejszenie C, co znowu zmniejsza płyn-

ność, zwiększa ściąg, wchłonność gazów i t. p. Okresu podgrzewania również nie można zmniejszyć poniżej 24 godzin, gdyż stosowanie ostrych środków wyżarzania sprowadza spalanie powierzchni odlewu, powstaje skórka, plamy i t. p. Dobrze robi zwiększenie manganu z 0,15 do 0,30% (rys. Nr. 3).

Wyrób wysokowartościowego białego kuto-lanego odlewu wymaga *ścisłej* kontroli tworzyw i przebiegu postępowania. Dalsze jego ulepszenia winny iść w kierunku nie metalurgicznym lecz cechowym (piec, paliwo, transport).

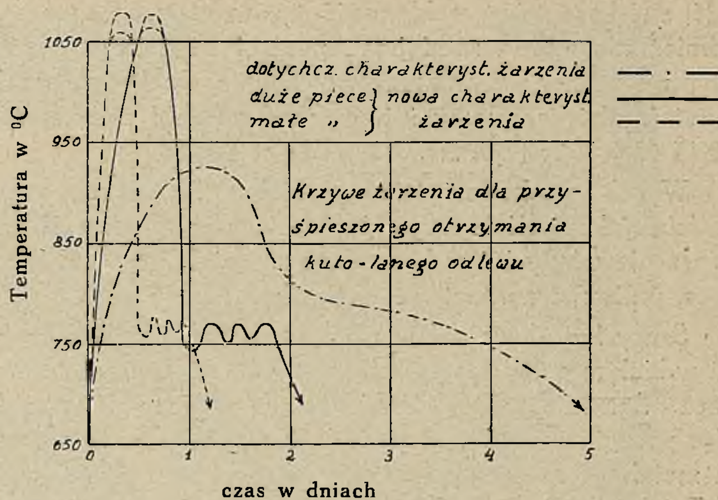
Szary kuto-lany odlew ma ustalony skład chemiczny: Si więcej niż w białym o 0,2%; węgla C = 2,4—3,3%, stosownie do wybranego pieca. Żarzenie w neutralnej atmosferze (bez dodatku lub piasku) więc początkowo grzanie może być przyśpieszone, bez oglądania się na metalurgiczne względy. Cały okres żarzenia nie jest tu funkcją grubości ścianek, lecz chemicznego składu i wstępnego postępowania z odlewem, mającego na celu rozpad nadeutektycznego węgla. Studzenie prowadzi się tak, by stosownie do przyszłej twardości otrzymać głównie perlityczną do ferrytycznej zasadniczą strukturę głównej masy.

Szary kuto-lany odlew łatwiej jest uszlachetnić i obniżyć jego koszty.

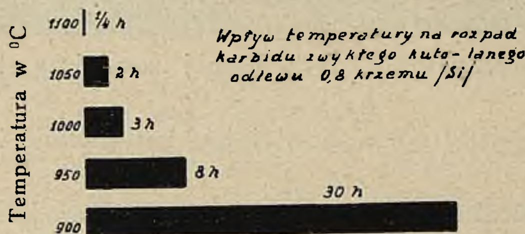
Przed żarzeniem analiza szarego kuto-lanego odlewu: C = 2,8; Si = 0,8; Mn = 0,4; mało P i S.

CO i CO_2 przyśpieszają rozbicie Fe_3C, przeto niektóre odlewnie kuto-lanych odlewów pracują w słabo utleniającej atmosferze, stosując mieszaninę rud 1 : 4 lub 1 : 5 (1 cz. świeżej rudy i 4—5 używanej), celowo odwęglając głębiej, by ułatwić obróbkę w ferrycie, nie zaś w perlicie, który się znajduje między pierścieniem ferrytu i rdzeniem węgla żarzenia. Praca nad tym odlewem z czarnym rdzeniem i ferrytową ramką wymaga dużo uwagi, gdyż wraz z grubością ścianek zmienia się ilość węgla żarzenia i skurcz (rys. 9 i 10).

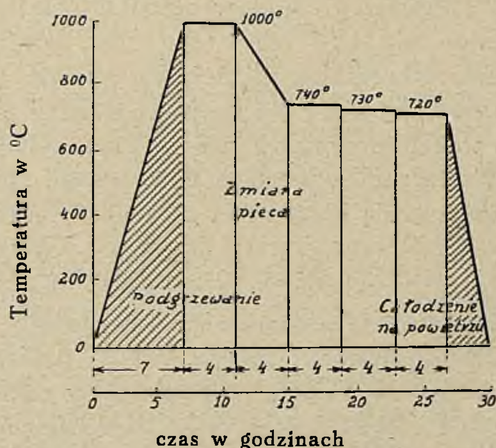
Hiroshi Sawamura znalazł, że wskutek *szybkiego* studzenia i *hartowania* kuto-lanego odlewu czas żarzenia *zmniejsza* się o 25—30%, co objaśnia powstawaniem więcej niestałego Fe_3C. Wysoka temperatura żarzenia zwiększa rozpad Fe_3C i rozdrabia węgiel żarzenia (rys. 15 i 16). W General Electric C-ny znaleziono, że przy *stosownym* składzie odlewu trzeba tylko *4 godziny* najwyższego żarzenia przy 1000° C (rys. 17), a cały czas żarzenia wynosi tylko do 30 godzin.



czas w dniach
Rys. 15.



Nawet po 100 godzinach nie utworzył sie węgiel żarzenia
Rys. 16.



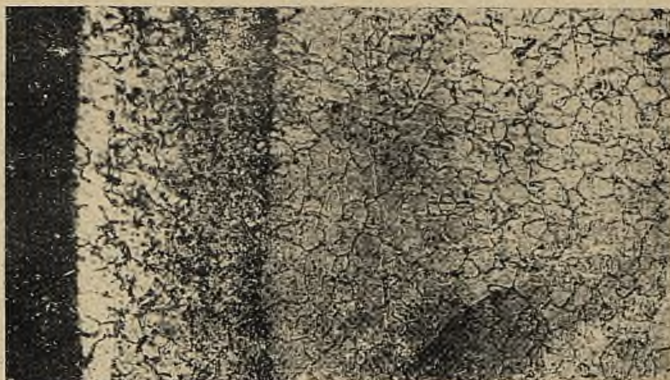
czas w godzinach
Charakterystyka przebiegu żarzenia w firmie General Electric Company w Schenectady.
Rys. 17.

Przy pracy na bardzo miękki wysokowartościowy kuto-lany odlew szybkość stulzenia w rozpiętości temperatur 800—685° ma być nie większa niż 5°/godz., przeto byłoby dobrze zmniejszyć ten okres. Wyżej nazwane General Electric C-ny po 4-ro godzinnem najwyższem żarzeniu szybko studzi odlew do 740° w całym szeregu pieców; po 4 godzinach od 740° do 730—720°, dalej zaś na powietrzu (rys. 17). Ponieważ takie postępowanie polega na zatrzymaniu stygnięcia w *ściśle określonym* interwale perlitu, to wraz ze zmianą składu chemicznego odlewu każda temperatura musi być otrzymywana nanowo. Żarzą tam w elektrycznym piecu: przy 50 kg/mm² otrzymują jeszcze 15% wydłużenia.

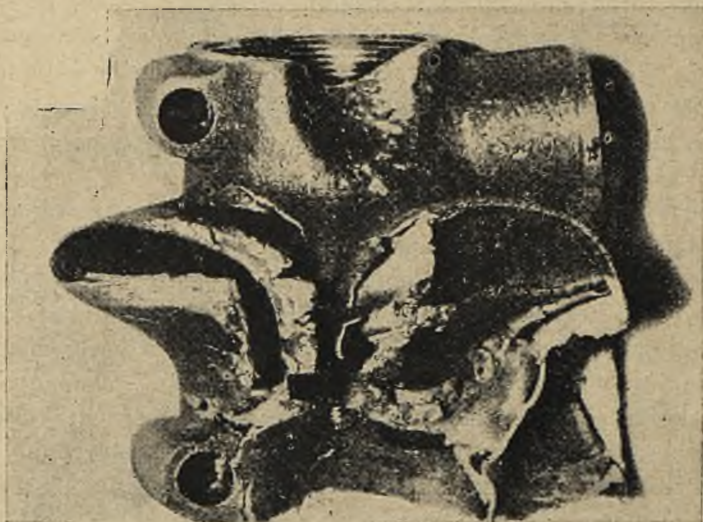
Piwowarski radzi brać początkową temperaturę żarzenia jak najwyższą, gdyż wtedy mamy rozpad eutektycznego perlitu. Całkowity czas żarzenia zależny jest niestety jeszcze od *przebiegu* cechowego lecz może już wynosić *mniej* niż 10 godzin.

Przy białym kuto-lanym odlewie duże trudności przedstawiają tak zwane „czarne plamy" — skutek sześciennego skurczu, jaki zjawia się w przedmiotach z raptownemi przejściami w grubości ścianek — od cienkich do grubych. Stosują tu żelazne wlewnice w celu sztucznego chłodzenia, co daje doskonałe wyniki. Plamy te zjawiają się również w normalnych objektach z powodu nieracjonalnych lejków, jakie w danym wypadku muszą być rezerwuarem płynnego żelaza, które ma karmić odlew w czasie jego skurczu zapomocą racjonalnie ustawionego „lejka". Jeżeli ten ostatni zastyga prędzej niż odlew — zjawiają się jamy ściągowe.

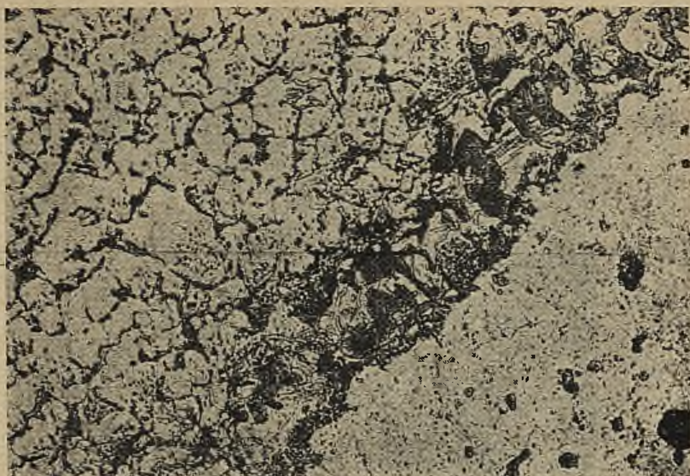
Oprócz wspomnianych czarnych plam kuto-lanego odlewu może posiadać on jeszcze następujące ujemne zjawiska: t. zw. „skórka" na powierzchni — rezultat utleniania; za wysokie i za długie żarzenie, za wysoki krzem: ponad 0,8%. Skórka widoczna jest tylko na złomie odlewu (rys. 18). „Skórka" może przejść w skorupę, którą właściwie jest spotęgowana skórka (rys. 19 i 20). Usunąć te braki można, skrócając żarzenie i zmniejszając zawartość Si; odlewy ze skórką i skorupą są zwykle nadzwyczaj dobrze wyżarzone i odwęglone. Działa tu jeszcze bardzo dobrze zmniejszenie ziaren rudy, które jeśli są za duże, to tlen jeszcze działa, gdy odlew jest już odwęglony. Tę samą przyczynę mają i ‚brodawki" na kuto-lanym odlewie, którym towarzyszy *zwiększenie się objętości* odlewu, przyczem Si utlenia się do SiO_2. Brodawki występują miejscowo, wznosząc się i zagłębiając w kuto-lanym odlewie na wysokość (głębokość) do 2—4 mm(przyczem kolor ich jest koloru odlewu. Przy obróbce lub rozbiciu brodawka wyskakuje (rys. 21, 22, 23, 24), występując



Rys. 18.
Skórka: za wysokie, za długie żarzenie, za wysoki Si: ponad 0,75%



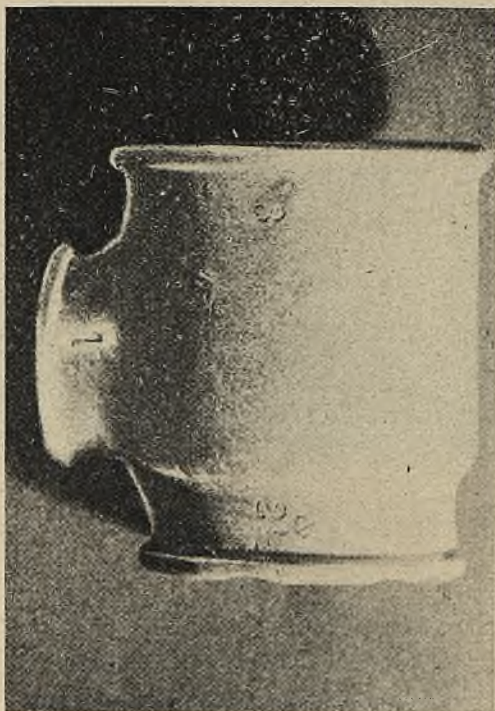
Rys. 19.
Skorupa: za wysokie, za długie żarzenie, za wysoki krzem: ponad 0,75%.



Rys. 20.
„Skorupa", × 200.



Rys. 21.
„Brodawki", × 100.



Rys. 22.
„Brodawki" mają kolor odlewu, wysokość ich — 3 m/m.



Rys. 23.
„Brodawka", X 40.



Rys. 24.

Sztucznie wywołane „brodawki".

przeważnie na cienkich odlewach, jak skórka i skorupa, i przedstawiając produkt *miejscowego* utlenienia na granicy ziaren. Od powyższych braków wyróżniają się t. zw. białe plamy występujące i w cienkich i w grubych odlewach, przyczem do nich przelepiają się ziarna rudy. Plamy te głębokości 3 mm nie pozwalają w atakowanych miejscach na cynkowanie lub niklowanie i mają za przyczynę za dużo wapna w rudzie: bywa do 13—23% zamiast 1—1,5% $CaCO_3$ (rys. 25, 26, 27, 28, tab. Nr. 12). Materjał plamy jest kruchy (rys. 29, 30, 31, 32, 33), gdyż jest to produkt utlenienia i ożużlenia przez CO_2 i CaO rudy. CaO topi się przy 250° C; SiO_2 przy 1650° C; Fe_2O_3 przy 1200° C, lecz mięszanie ich — przy znacznie niższej temperaturze — w zależności od udziału mas składników.

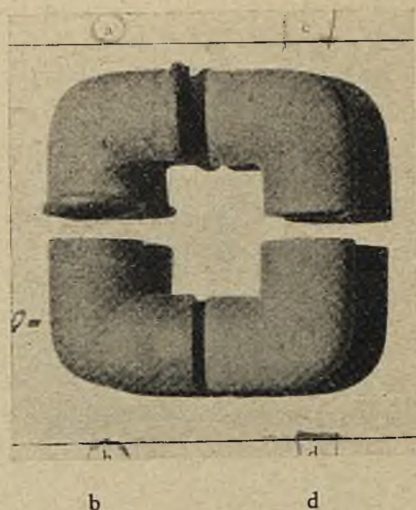
Przy stosunku CaO i SiO_2 = 1,1 oswabadza się cały Fe_2O_3, działając świeżąco na odlew. Oprócz bezpośredniego działania wapniaka działa również CO_2, jako utleniacz z powyższych tlenków wytwarza żużel. Gdy ziarna rudy rozpalają się za wcześnie (rys. 29) powodują *zawczesne* oddawanie tlenu zanim ten *zdążył* działać na kutolane własności odlewu, co mamy w przypadku *proszkowatych i dro-*

Tabela Nr. 12.

Wapno w rudzie, która dawała plamy na kuto-lanym odlewie.

	CaO %	$CaCO_3$ %	Uwagi
Luty 1927 . .	2,80	4,98	
Maj „ . .	6,20	11,05	
Sierpień „ . .	2,80	4,98	
Wrzesień „ . .	6,40	11.40	
Styczeń 1928 . .	4,85	8,64	
Luty „ . .	8,30	14,78	
Marzec „ . .	3,35	5,97	
Kwiecień „ . .	3,90	6,95	
Czerwiec „ . .	4,20	7,48	
Maj 1929 . .	13,10	23,30	
Czerwiec „ . .	4,20	7,48	
Grudzień „ . .	3,60	6,52	

a c



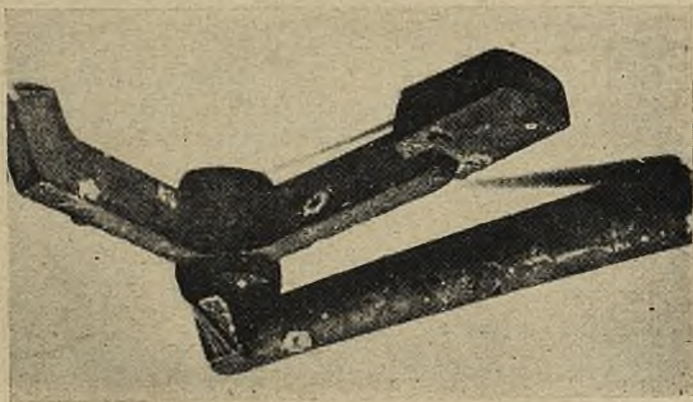
b d

Rys. 25.

a, b, — żarzenie w wysokowapnistej rudzie. c, d, — żarz. w małowapnist. rudzie.



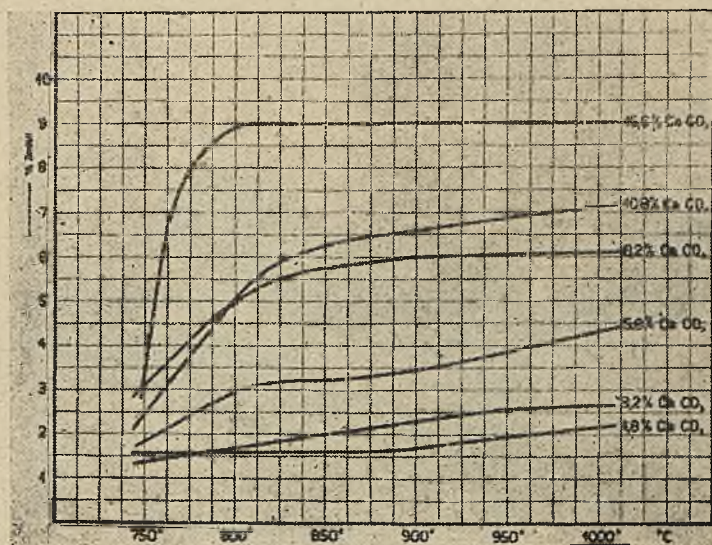
Rys. 26.
Żarzenie. Domieszano kawałki wapna do rudy.



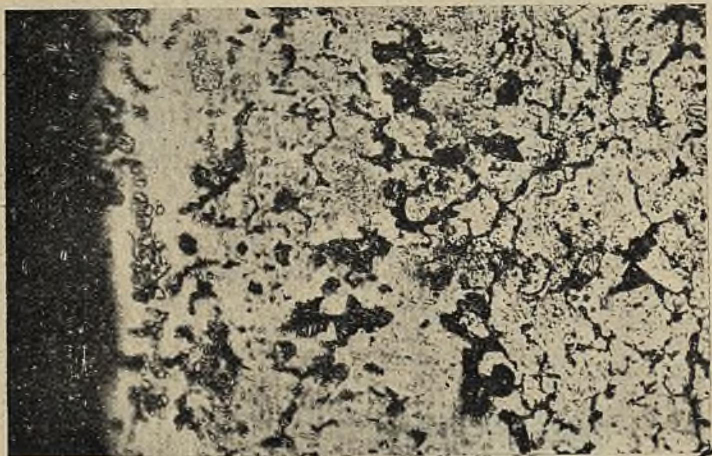
Rys. 27.
„Plamy" od wapna w rudzie.



Rys. 28.
3 części rudy + 1 cz. wapna, przy, 1000^0 i 4 godz. żarzenia.



Rys. 29.
Krzywa rozpadu rudy do żarz.; czas żarz. = 1 godz.



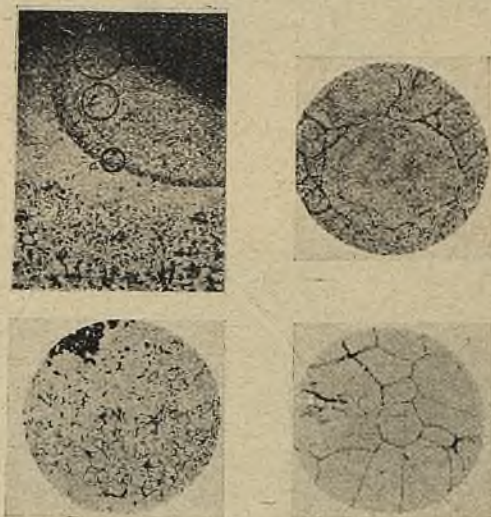
Rys. 30.
Obrzeżna „plama". × 200.



Rys. 31.
„Plama". × 100.



Rys. 32.
Użużlenie k — l. odl., 1000^0 żarzenia.



Rys. 33.
Plamy" od tlenków. × 100 i 200.

bnych rud. Dla należytego działania, zawierająca więcej wapna ruda musi mieć i więcej żelaza niż z małą zawartością CaO. Zła ruda przedłuża żarzenie do 48 godzin zamiast 24, gdyż przy 600^0 C większa część tlenu odczepiła się i zatraca, działając nieekonomicznie.

Dla uniknięcia „białych plam", stosują małowapnistą rudę lub niską temperaturę żarzenia; ostatnie nie jest, jak widzieliśmy wyżej, do życzenia. Ruda ma zawierać $CaCO_3$ około 1,3%.

(d. c. n.)

673 : 623 . 445

Por. SPIRYDOWICZ WŁODZIMIERZ.

WADY AMUNICJI KARABINOWEJ SYST. MAUSERA, OBSERWOWANE PODCZAS STRZELANIA I KONSERWACJI.

(Ich znaczenie, przyczyny i środki zapobiegawcze).

Wadami naboi karabinowych nazywamy braki powstające w nich podczas wyrobu, a działające ujemnie na funkcjonowanie naboi podczas strzelania, na działanie lub stan broni użytej do strzelania, oraz na konserwację naboi.

Przy zaobserwowaniu pewnego rodzaju „wad" amunicji karabinowej podczas strzelania należy pamiętać, że nie zawsze przyczynę ich będą braki amunicji, lecz również dobrze mogą je spowodować wady broni, wady strzelca lub inne przyczyny wypadkowe.

Jako przykład powyższego twierdzenia podam, że na otrzymanie dużego rozrzutu pocisków podczas strzelania mogą złożyć się następujące przyczyny:

a) Wady broni: lufa karabinu zużyta, lufa źle osadzona w łożu karabinu, łoże karabinu spaczone i t. d.
b) Wady strzelca (fachowego): przemęczenie, czasowe zdenerwowanie, podniecenie, zła wola i t. p.
c) Wady amunicji: wady pocisku (ciężar, kształt), wady ładunku prochowego (ciężar, jakość), wady łuski (objętość komory prochowej).
d) Wady przyrządów pomocniczych: zepsucie się statywu, zepsucie się lunety i t. p.

W dalszym ciągu mego opracowania będę analizował tylko rzeczy-

wiste wady amunicji karabinowej, czyli wady naboi, spowodowane brakami przy ich wyrobie, nie biorąc pod uwagę przyczyn leżących poza amunicją, t. zn. w broni, przyrządach i t. p.

Dobra amunicja karabinowa powinna odpowiadać nast. wymaganiom:

I) skuteczne rażenie nieprzyjaciela,

II) sprawność amunicji podczas strzelania,

III) możliwie małe zużywanie broni użytej do strzelania,

IV) możność dobrej konserwacji amunicji podczas jej magazynowania.

Wyrabiana w fabrykach amunicja karabinowa, przed przyjęciem jej do użytku wojska, zostaje kontrolowana przez organ odbiorczy, podług przepisów zatwierdzonych przez władze wojskowe, a zawierających warunki techniczne i odbiorcze, którym ta amunicja bezwzględnie powinna odpowiadać, a które mają na celu nadać wyrabianej amunicji jakość, odpowiadającą wskazanym wyżej czterem warunkom dobrej amunicji.

Uważając te cztery warunki za szkielet mego opracowania, będę rozpatrywał je stopniowo, starając się wyjaśnić, jakie przyczyny mogą powodować wykonanie amunicji wadliwej oraz jakie środki zapobiegawcze stosuje się podczas wyrobu, celem uniknięcia tych wad.

I. Wady amunicji wpływające na skuteczne rażenie nieprzyjaciela.

Skuteczne rażenie przeciwnika osiąga się przez uzyskanie możliwie większej donośności, celności i przebijalności amunicji.

Uzyskanie jaknajwiększej donośności lotu pocisku kb., będąc obecnie sprawą bardzo aktualną, zależy od szeregu przyczyn, należących do zagadnień balistyki. Zasadniczemi czynnikami, wpływającemi na nośność pocisku, są: siła żywa pocisku w chwili wylotu jego z lufy i kształt jego, najlepiej odpowiadający do pokonania oporu powietrza. Im większą siłę żywą posiada pocisk w chwili wylotu z lufy kb., tem większą osiąga się donośność danej amunicji.

Żywa siła pocisku zależy od masy i jego szybkości początkowej:

Widzimy, że pożytecznem jest osiągnięcie jaknajwiększej szybkości początkowej i masy pocisku. Powiększenie szybkości początkowej może być uskutecznione przy danym rodzaju i wzorze pocisku i broni przez powiększenie ciśnienia gazów prochowych ładunku miotającego. Lecz wysokość ciśnienia tych gazów jest ograniczona wy-

trzymałością i zużywalnością broni. Warunki techn. i odb., mając na uwadze wytrzymałość broni, wymagają, aby ciśnienie gazów miotających w nabojach karabinowych (śr. na 5 strzałów) nie przekraczało ściśle ustalonego ciśnienia P, wyrażonego w kg. na cm². Szybkość zaś początkowa naboi wyrażona w metrach na sekundę jest również określona odpowiedniemi warunkami techn.-odb. dla poszczególnych rodzajów amunicji kb.

Naboje, posiadające ciśnienie gazów lub szybkość początkową nieodpowiadające wymaganiom war- techn.-odb., uważane są za wadliwe i zostają zabrakowane przy odbiorze.

Rozpatrzę teraz, jakie przyczyny mogą powodować wykonanie przez fabrykę naboi wadliwych pod względem szybkości początkowej lub ciśnienia.

Nabój kb. składa się z czterech zasadniczych części: pocisku, łuski, ładunku miotającego i kapiszona.

Z wyżej wymienionych części naboju *duże* znaczenie na otrzymywaną szybkość początkową i ciśnienie mają: ładunek miotający, pocisk i łuska, natomiast wpływ kapiszona jest minimalny.

Działanie ładunku miotającego (prochowego) na pocisk zależy od żywości prochu i wielkości ciężaru ładunku. Przy powiększeniu ładunku prochowego o 0,01 gr. otrzymuje się podczas strzelania wzrost szybkości początkowej (nb. „S") o 2,5 m/sek. i wzrost ciśnienia gazów prochowych w komorze kb. o 20 kg/cm². Dla tego przed przystąpieniem do elaboracji nb. kb. należy dokładnie określić ładunek prochowy, czyli ustalić ciężar (a) ładunku dla danego prochu, przy którym można otrzymać wymaganą szybkość początkową, nieprzekraczającą dopuszczalnego ciśnienia. Podczas tego określenia może wypaść, że proch jest tak ostry, iż nie da się osiągnąć wymaganej szybkości początkowej pocisku przy dopuszczalnem max. ciśnieniu, — wówczas proch taki uważa się za nienadający się do elaboracji nb. kb. i brakuje się.

Nieodpowiednie określenie ładunku prochowego lub niezachowanie go przez fabrykę podczas elaboracji naboi spowoduje otrzymanie podczas strzelania zbyt dużej lub zbyt małej szybkości początkowej, a w związku z tem i nieodpowiednią nośność pocisku: zadużą — tory lotu pocisków zawysokie, lub zamałą — tory zaniskie; ostatnie zjawisko jest znane jako „dołowanie" amunicji.

Określenie ładunku prochowego nie należy jednak do czynności fabryki produkującej naboje. Fabryka amunicji karabinowej otrzymuje od MSWojsk. wraz z prochem określony już przez Instytut

Badawczy ładunek z pewną tolerancją (a ± 0,0 bgr.) i zadaniem jej jest tylko ścisłe przestrzeganie granic tego ładunku podczas elaboracji naboi. Naturalnie, że pożądanem byłoby, aby podczas produkcji naboi fabryka elaborująca je prochem zachowała ładunek ściśle ustalony. Życiowo jednak jest to niemożliwe do osiągnięcia. Przy produkcji masowej, w większości naboi zawsze będą pewne odchylenia ciężaru ładunku prochowego w jedną lub drugą stronę, to też warunki techn.-odb. nie stawiają fabrykom wymagania bezwzględnego zachowania określonego ciężaru ładunku prochowego, lecz zezwalają na pewne odchylenia zwane tolerancją np.: ciężar ładunku prochowego = *a* gramów z tolerancją ± 0,0bgr. Im większe będą granice tej tolerancji w wykonywanej przez fabrykę amunicji, tem większe będą wahania szybkości początkowej poszczególnych pocisków podczas strzelania i tem większy rozrzut u celu będzie miała wykonana amunicja.

Z powyższych względów aparaty prochowe używane do napełniania łusek kb. ładunkiem prochowym, t. zw. prochówki, odznaczają się nadzwyczajną dokładnością. Prochówki te są dwóch zasadniczych typów:

1) działające na zasadach objętościowych,

2) działające na zasadach wagowych.

Przykładem prochówki pierwszego typu może być prochówka syst. Woedinga mniej dokładna lecz więcej produkcyjna, przykładem zaś drugiego typu jest prochówka syst. Fritz Wernera, odznaczająca się znaczną dokładnością. Oprócz w. w. typów zasadniczych są również prochówki, będące połączeniem obu tych systemów zasadniczych jak np.: prochówka syst. Manurchin. Jestto prochówka bardzo skomplikowana, ale też więcej doskonała od obydwóch wymienionych. Wymierzanie ładunku prochowego odbywa się w tych prochówkach najpierw objętościowo, poczem następuje kontrola i dosypywanie na zasadach wagowych. Oprócz tego ładunek po wsypaniu go do łuski zostaje jeszcze raz kontrolowany objętościowo za pomocą tłoczka, wchodzącego do łuski.

Dokładność prochcwek oraz stała ich kontrola są głównemi i najważniejszemi środkami zapobiegawczemi przed wykonaniem wadliwych naboi pod omawianym tu względem. Do przyczyn powodujących wadliwe działanie prochówek należy zaliczyć zanieczyszczanie się przewodów prochowych lub ich zatykanie się przez pył prochowy, grudki czyli zlepki prochu i drobne ciała postronne, mogące znaleźć się w prochu. Aby zmniejszyć możliwość otrzymywania wadliwych

ładunków prochowych, fabryka prócz wspomnianej stałej kontroli prochówek stosuje przesiewanie prochu przez specjalne ręczne sita przed wsypywaniem go do prochówek, celem usunięcia wszelkich zanieczyszczeń znajdujących się w prochu. Następnym środkiem już nie zapobiegawczym, lecz kontrolującym, jest sprawdzenie przez organa najpierw fabryczne a następnie odbiorcze ciężaru ładunku prochowego gotowych naboi i przestrzelanie naboi na szybkość początkową, ciśnienie i celność. Oczywista, że niemożliwością jest sprawdzanie ciężaru ładunku prochowego wszystkich naboi, gdyż pociągnęłoby to rozelaborowanie czyli zniszczenie całej partji naboi, pomijając już wielkość pracy. Z tego względu warunki tech.-odbiorcze przewidują sprawdzenie ciężaru ładunku prochowego tylko w pewnej b. nieznacznej ilości nb. z każdej partji, wykonanej przez fabrykę oraz sprawdzanie szybkości początkowej pocisków, ciśnienia gazów prochowych i celności zapomocą strzelania. Jestto sprawdzenie procentowe, które chociaż nie gwarantuje nam bezwzględnie odpowiedniej jakości amunicji, lecz daje możność przynajmniej w przybliżeniu ocenić takową i, co może nawet ważniejsze, zmusza fabrykę do pilnej kontroli prochówek w obawie przed możliwem odrzuceniem partji naboi, gdyby w ilości wziętej do prób odbiorczych znalazły się naboje nieodpowiadające warunkom techniczno-odbiorczym.

Drugim elementem naboju, wpływającym znacznie na otrzymywaną szybkość początkową i ciśnienie, jak to już zaznaczyłem, jest *pocisk*, a mianowicie jego średnica i ciężar, które są również określone przez war. tech.-odb. Pociski nieodpowiadające tym wymaganiom uważane są za wadliwe i brakują się. Wpływ powiększenia średnicy pocisku na szybkość początkową i ciśnienie polega na tem, że przy większej średnicy pocisku otrzymuje się podczas strzału głębsze wcinanie się pól lufy karabinowej w jego powłokę (płaszcz), wskutek czego powiększa się opór działaniu gazów miotających, co z kolei powoduje zwiększenie max. ciśnienia w komorze prochowej łuski i zmniejszenie nieznaczne szybkości początkowej. Powiększenie lub zmniejszenie średnicy pocisku może być spowodowane zastosowaniem nieprawidłowych narzędzi przy wyrobie, lub też przez ich zużycie się. Aby uniknąć wykonania naboi wadliwych stosuje się kontrolę średnicy pocisku na warsztacie w czasie biegu produkcji przez organa warsztatowe, następnie — kontrolę gotowych pocisków przez odbiór fabryczny i rządowy: sprawdzanie pocisków na wymiary zapomocą sprawdzianów. Odchylenia ciężaru pocisku od przepisowego powodują, wsktuek zmiany siły oporu gazom zmianę ciśnienia gazów procho-

wych i zmianę szybkości początkowej analogicznie do poprzedniego wypadku: powiększenie ciężaru pocisku powoduje zwiększenie max. ciśnienia oraz zmniejszenie szybkości początkowej i odwrotnie.

Wahanie ciężaru pocisków jest jednak zwykle stosunkowo bardzo nieznaczne i wpływ jego na zmianę ciśnienia i szybkość początkową nie daje się zauważyć.

Zmniejszenie ciężaru pocisku wywołuje zmniejszenie jego masy, a co zatem idzie i zmniejszenie siły żywej pocisku, oraz zmniejszenie zdolności pokonywania oporu powietrza. Inaczej mówiąc, zmniejszenie ciężaru pocisku przy stałej V_0 (szybkość początkowa) powoduje zmniejszenie jego donośności. Z tego też względu powiększenie ciężaru pocisku byłoby pożądane, lecz pociągnęłoby za sobą siłą rzeczy przy tym samym materjale pocisku powiększenie jego wymiarów. Przepisy techn. odb. ściśle określają ciężar z pewną tolerancją, jakiej powinny odpowiadać pociski danego typu. Ustalenie zasadniczego ciężaru jest ważnem dla zachowania donośności pewnego typu pocisku, ustalenie zaś tolerancji w odchyleniach ciężaru poszczególnych pocisków ma pierwszorzędne znaczenie dla zachowania celności amunicji. Im większe będą te odchylenia, tem więcej różnić się będą tory poszczególnych pocisków i ich donośność, i tem większy otrzymamy rozrzut amunicji u celu, czyli zmniejszenie jej celności.

Na powiększenie rozrzutu amunicji kb. przy otrzymaniu stałej szybkości początkowej mają wpływ tylko wady pocisku, ponieważ z chwilą wyjścia pocisku z lufy inne elementy naboju nie biorą udziału w procesie strzału.

Na zachowanie stałego toru pocisku wpływa kształt pocisku, wymiary, powierzchnia i masa (ciężar), jako czynniki od których zależy zdolność pocisku pokonywania oporu powietrza. Pociski odchylające się od ustalonego kształtu lub wymiarów są wadliwe, powodujące zwiększenie rozrzutu amunicji kb. Przyczyną tych wad będą źle wykonane lub zużyte narzędzia. Omawiając wpływ wymiarów pocisków na celność, należy podkreślić duże znaczenie zachowania odpowiedniej średnicy pocisku. Otrzymywane podczas strzelania t. zw. koziołkowanie albo skośne uderzenia powstają wskutek użycia do naboi pocisków o zbyt małej średnicy. Celem zapobiegania wykonania pocisków o nieprawidłowym kształcie lub wymiarach stosuje się (przed składarką) t. zw. kalibrowanie płaszczy pocisków t. zn. ostateczne nadanie wymaganego kształtu, a następnie sprawdzanie gotowych pocisków zapomocą sprawdzianów ręcznych lub automatów podczas produkcji przez organa warsztatowe oraz po wykonaniu każdej partji po-

cisków przez odbiór fabryczny i rządowy. Wpływ powierzchni pocisku na celność amunicji jest mniejszy niż jego kształtu. Im powierzchnia pocisku jest mniej gładka, tem trudniej pociskowi pokonywać opór powietrza, i im więcej jest pocisków o powierzchni chropowatej, tem mniejszą otrzymamy celność. Tu możemy zaliczyć następujące wady pocisku:

a) wady powstające podczas produkcji pocisków, wskutek przyczyn mechanicznych: znaczne zadraśnięcia, wgniecienia, skaleczenia i t. p.

b) wady materjału powstające podczas walcowania blachy na walcowni, jak np.: rozwarstwienia, łupki, szybry i t. p.

Środkiem zapobiegawczym przeciwko powstawaniu wad mechanicznych jest stworzenie odpowiednich warunków produkcji, w pierwszym rzędzie dbałość ze strony niższych pracowników fabryki przy wewnętrznym transporcie i przesypywaniu pocisków. Przeciw wadom materjału walczy się przez kontrolę dostarczanej z walcowni blachy, używanej do wyrobu płaszczy pocisków.

Rozwarstwienia materjału najłatwiej są dostrzegalne w arkuszach blachy, szczególnie zaś w „ażurach" przy wycinaniu miseczek.

Następnie, jako sposób usunięcia pocisków z wadami materjału jest wyłapywanie ich w czasie produkcji (na ciągach płaszczy) oraz podczas badania gotowych pocisków na wygląd zewnętrzny. Przy otrzymaniu dodatnich wyników przy sprawdzaniu na wymiary i wygląd zewnętrzny, stosuje się jeszcze sprawdzanie ich zapomocą strzelania na celność. Warunki techn.-odb. wymagają pod względem celności, aby np. przy strzelaniu do tarczy papierowej na odległość 100 mtr. z kb. lub z kbk. otrzymany średni rozsiew „d" z 5-ciu seryj (po 20 nb. każda) nie przekraczał pewnej określonej wielkości. Pod słowem rozrzut należy rozumieć średnicę koła całkowitego rozrzutu. Przy otrzymaniu większego rozrzutu pociski uważane są za wadliwe i brakują się. Strzelanie odbywa się ze statywu zapomocą lunety. Celem tego strzelania jest niedopuszczenie do elaboracji naboi pocisków wadliwych pod względem celności, aby nie otrzymać w wyniku amunicji niecelnej.

Wpływ trzeciego elementu braku, t. zn. łuski na otrzymywaną podczas strzelania szybkość początkową i ciśnienie, zawiera się wyłącznie w pojemności łuski. Pojemnością łuski reguluje się objętość gazów ładunku prochowego w chwili palenia się tegoż podczas strzału. Im większa będzie pojemność łuski, tem większa i objętość gazów prochowych podczas strzału. Ciśnienie zaś danej ilości gazów jest od-

wrotnie proporcjonalne do ich objętości. Skąd wniosek: powiększenie pojemności łuski powoduje zmniejszenie się ciśnienia gazów prochowych a stąd i zmniejszenie się szybkości początkowej pocisku, a mianowicie, powiększenie pojemności łuski o 0,01 cm^3 powoduje zmniejnowicie: powiększenie pojemności pocisku o około 0,5 m/sek. Ze względu na powyższe, przy odbiorze łusek kb. sprawdza się (procentowo) zapomocą mierzenia wodą lub spirytusem, czy pojemność odbieranych łusek odpowiada pojemności ustalonej przez warunki techniczne i odbiorcze.

Przejdę teraz do omówienia wad naboi kb. wpływających na przebijalność pocisków.

Na przebijalność pocisku składa się jego siła żywa w chwili uderzenia o cel i wytrzymałość płaszcza. Siła żywa pocisku w momencie końcowym jego lotu zależy od wielkości siły żywej pocisku przy wylocie jego z lufy i od zdolności pocisku pokonywania oporu powietrza. Wady amunicji, wpływające ujemnie na te czynniki przebijalności pocisku, zostały już opisane wyżej, pozostałoby omówić przyczyny zmniejszające wytrzymałość płaszcza pocisku. Do tych wad zaliczam: szczeliny, pęknięcia, naderwania, dziury oraz znaczne wady materjału płaszcza pocisku. Wady te (poza wadami materjału) powstają podczas ciągów płaszcza i mogą być spowodowane brakiem materjału podczas ciągów lub zadużą jego twardością. Pociski z omawianemi tu wadami eliminuje się podczas przeglądu ich na wygląd zewnętrzny. Następnie dla sprawdzenia wytrzymałości płaszcza stosuje się przy odbiorze każdej partji pocisków strzelanie do wody, przyczem nie powinno powstać pękania płaszczy pocisków od uderzenia ich o wodę.

II. Wady amunicji wpływające na sprawność jej podczas strzelania.

Wadami amunicji kb. wpływającemi na sprawność jej podczas strzelania będę nazywał te wady naboi, które powodują zacięcia się broni i przerwy w strzelaniu.

Do tej kategorji wad zaliczam „najpopularniejszą" wadę amunicji — niewypał. Niebezpieczeństwo niewypałów podczas strzelania jest podwójne: a) rzeczywiste — przerwanie strzelania, co jest groźne szczególnie przy strzelaniu z c. k. m. do atakującego nieprzyjaciela i b) moralne — ujemny wpływ wywoływany przez niewypały na strzelających żołnierzy.

Przyczyna wadliwej pod względem niewypałów amunicji może leżeć w łusce, kapiszonie i ładunku miotającym naboi.

Do wad łuski powodujących niewypały należą:

1) Brak otworów ogniowych w gnieździe kapiszona.
2) Kowadełko zaniskie.
3) Długość komory prochowej zamała.
4) Gniazdko kapiszona zagłębokie.

Brak otworów (kanalików) ogniowych powoduje niemożliwość dostania się ognia z kapiszona do komory prochowej łuski i niezapalenie się ładunku miotającego. Przyczyną powstawania tych braków może być złamanie się wiertła podczas borowania kanalików, pozostanie się gradu mosiężnego w kanalikach, lub omyłkowe opuszczenie dla części łusek tej operacji (wiercenia).

Jako środek zapobiegawczy w pierwszym wypadku jest stosowany w dziurkarkach wyłącznik automatyczny, który w razie zacięcia lub ułamania się wiertła automatycznie zatrzymuje bieg maszyny. Celem zaś zapobiegania użyciu do elaboracji łusek bez kanalików ogniowych lub z kanalikami o nieodpowiedniej średnicy, stosuje się kontrolę wszystkich łusek na automatach pneumatycznych, które odsegregowują łuski z wadliwemi kanalikami ogniowemi od dobrych. Oprócz tego brak kanalików ogniowych może być spostrzeżony przy badaniu łusek na wygląd zewnętrzny przez odbiór fabryczny lub rządowy, oraz podczas strzelania odbiorczego z c. k. m.

Zaniskie kowadełko w łusce powoduje niewypał ze względu na to, że pomiędzy masą zapałową kapiszonu a kowadełkiem pozostaje zaduża odległość (brak oporu) wobec czego skutek uderzenia iglicy zmniejszy się i może być zamały, aby wywołać zapalenie się masy zapałowej kapiszona. Przyczyną powstawania tej wady mogę być wadliwe narzędzia przy pierwszem lub drugiem denkowaniu. Toteż podczas produkcji sprawdza się co pewien czas po kilka łusek z maszyny zapomocą sprawdzianów ręcznych, aby, w razie ujawnienia wadliwych łusek, mieć możność odrazu poprawić odpowiednie narzędzia. Następnie wada ta sprawdza się przez odbiór fabryczny i rządowy, jak w wypadku poprzednim.

Zakrótka komora prochowa łuski może spowodować niewypał ze względu na charakterystyczną konstrukcję broni Mausera. W karabinach Mausera lub c. k. m. Maxima nabój wprowadzony do lufy nie opiera się kryzą, jak to jest np. w amunicji francuskiej, ponieważ kryzy wystającej nie posiada, lecz przednią częścią kadłuba łuski. W wypadku, gdy długość łuski jest zamała, nabój zbytnio zagłębia się w komorze nabojowej karabinu, denko zaś łuski więcej niż normalnie jest posunięte do przodu. W wyniku tego odległość kapiszona od grota

iglicznego kb. w chwili strzału jest większa i może spowodować niezapalenie się masy zapałowej kapiszona.

Przyczyn powstania tej wady należy szukać w narzędziach podczas I-go lub II-go zwężania. Dla uniknięcia tych wad znowu służy kontrola: na warsztacie podczas produkcji zapomocą sprawdzaniu ręcznego obrysu łuski t. zw. łódeczki, kalibrowanie gotowych łusek na t. zw. kalibrownicach automatycznych oraz sprawdzenie komory podczas kontroli gotowych łusek przez odbiór fabryczny i rządowy.

Czwartą z przyczyn wywołujących niewypał (gniazdko kapiszona zagłębokie) powoduje zasilne zagłębienie się kapiszona w chwili uderzenia o niego iglicy i niezapalenie się masy zapałowej kapiszona.

Niewypał z winy kapiszona może być spowodowany nast. jego wadami:

1) Miseczka kapiszona żatwarda.
2) Denko miseczki kapiszona zagrube.
3) Kapiszon osadzony zagłęboko.
4) Naboje bez kapiszona, lub kapiszon bez masy zapałowej.
5) Masa zapałowa kapiszona zamało czuła.

W pierwszym i drugim wypadku kapiszon stawia zbyt silny opór przy uderzeniu grota iglicznego podczas strzału, wskutek czego masa zapałowa otrzymuje zamałe pobudzenie aby wybuchnąć. W obydwu tych wypadkach przyczyny należy szukać w jakości lub wymiarach (grubości) blachy użytej do wyrobu miseczek. To też każda partja blachy przed jej użyciem zostaje poddana przez wytwórnię próbom mechanicznym na wytrzymałość i twardość oraz analizie chemicznej. Grubość blachy sprawdza się zapomocą mikromierza lub specjalnego sprawdzianu.

Gdy kapiszon osadzony jest zagłęboko, powstaje zaduża odległość kapiszona od grota iglicznego w chwili strzału i zmniejszenie siły uderzenia iglicy. Gdy zaś kapiszona niema zupełnie w naboju lub jest bez masy zapalnej, nie może naturalnie powstać zapalenia się ładunku miotającego naboju.

W piątym wypadku, gdy masa zapałowa kapiszona jest zamało czuła, nastąpi niewypał pomimo dostatecznej siły uderzenia grota, ponieważ masa ta nie zapali się. Przyczyną małej czułości masy może być: a) zastosowanie nieodpowiedniej proporcji poszczególnych składników masy np.: zamało szkła lub piorunianu rtęci, zadużo gumy arabskiej; b) zastosowanie poszczególnych składników nieodpowiedniej jakości np.: szkło zadrobno zmielone (pył a nie kryształy); c) zamałe wysuszenie masy zapałowej.

Jako środek zapobiegawczy przeciw użyciu do amunicji karab. wadliwych kapiszonów jest stosowana przy odbiorze kapiszonów próba kafarowa oraz strzelanie kapiszonów. Przy tem strzelaniu nie powinno się otrzymać żadnego niewypału, w przeciwnym zaś razie cała partja kapiszonów uważana jest za wadliwą, i nie dopuszcza się do elaboracji naboi. Strzelanie przeprowadza się przez odbiór fabryczny i rządowy.

Niewypały z powodu ładunku miotającego mogą powstać, gdy proch jest nieodpowiedniej jakości np. zamoknięty, lub gdy jego jest zamało. Przyczyną tego byłby tylko niedostateczny dogląd, czy to podczas produkcji prochu, lub jego transportu, czy też podczas przechowywania lub elaboracji naboi.

Pokrewną do niewypałów wadą amunicji jest wypał opóźniony. Niebezpieczeństwo opóźnionego wypału jest dość znaczne: gdy strzelec zawcześnie otworzy zamek (nie poczekawszy przepisowych dwóch minut), wówczas nastąpi wypał przy otwartym zamku, w wyniku czego zamek zostaje wyrwany, karabin uszkodzony, a strzelec lżej lub ciężej zraniony. Przyczyną opóźnionego wypału może być jedna z wad powodujących niewypał: masa zapałowa kapiszona zamało czuła, proch zawilgocony, kanaliki łuski wadliwe (grad lub średnica zamała).

Następną kategorją wad amunicji kb., wpływających na sprawność strzelania, jest szereg wad powodujących zacięcie broni.

Zacięcia broni z powodu wad amunicji bywają następujące:

1) Trudność zamknięcia się zamka kb. lub k.m.
2) Trudność otwierania się zamka.
3) Trudność wyrzutu łuski po strzale.
4) Urwanie się łuski w komorze nabojowej kb. lub k. m.
5) Nieprawidłowe podawanie naboi przy strzale z k. m.

Trudność zamknięcia się zamka kb. lub k. m. mogą powodować następujące wady naboi:

a) wady wymiarowe: średnica lub długość łuski zaduża (nabój nie wchodzi do komory nabojowej kb), średnica lub grubość kryzy łuski zaduża, lub średnica wytoczenia dla wyciągu zaduża (pazur wyciągu kb. lub podajnik k. m. nie może uchwycić naboju); b) wady powstałe wskutek niedokładnej obróbki: grad przy szyjce lub kryzie łuski. Są to wady obróbki mechanicznej spowodowane wadliwemi narzędziami, lub ich wadliwem ustawieniem. Dla zapobiegania takim wadom stosuje się kontrolę łusek zapomocą sprawdzianów ręcznych i automatów oraz sprawdzanie na wygląd zewnętrzny przez organa warsztatowe, odbiór fabryczny i odbiór rządowy.

Prócz tego trudność zamknięcia się zamka może być spowodowana wadami elaboracji: a) kapiszony osadzone powyżej dna łuski powodują czepianie się zamka o kapiszon; b) pocisk skrzywiony, wskutek czego nabój nie wchodzi do komory nabojowej. W pierwszym wypadku przyczyną jest wadliwe kapiszonowanie, w drugim — zasilne odżarzenie szyjki łuski, wskutek czego materjał szyjki robi się zamiękki i łatwo się ugina. Środkiem zapobiegania przeciwko tej wadzie jest ustalenie drogą praktyczną warunków odżarzenia szyjek łusek i ich ścisłe przestrzeganie.

Wadą, powodującą trudność odmykania się zamka, jest rozdęcie się łuski podczas strzału, wskutek czego powstaje silne przyleganie materjału łuski do ścianek komory nabojowej karabinu. Przyczyną tego jest mała sprężystość materjału łuski, powstająca wskutek przeżarzenia jej podczas produkcji. Nadmienić należy, że wada ta spotyka się przeważnie na początku produkcji fabryki, gdy ta produkcja nie jest jeszcze dostatecznie opanowana przez fabrykę.

Wadami amunicji, powodującemi trudność wyrzutu łuski po strzale, poza wyżej omówionym rozdęciem się łuski, mogą być: urwanie się kryzy łuski, rozdęcie się gniazdka kapiszona, lub zamała średnica kryzy. Przyczyną urwania się kryzy łuski jest wadliwość materjału: materjał zamiękki, co może powstać podczas odżarzania szyjek, jeżeli łuska trafi do gniazdka odżarzarki odwrotnie — szyjką nadół, a denkiem do płomienia lub (w wypadkach masowych) zasłabe utwardzenie materjału podczas denkowania. Te same przyczyny mogą powodować rozdęcie się gniazdka kapiszona w łusce podczas strzału, ponieważ materjał wówczas nie wytrzymuje ciśnienia gazów prochowych.

Urywanie się łuski nabojowej podczas strzelania jest wadą bardzo nieprzyjemną, ze względu na trudność wyjmowania przedniej części łuski, pozostającej w komorze nabojowej kb. lub. k. m., co powoduje kilkuminutową przerwę w strzelaniu i może być uskutecznione tylko zapomocą specjalnego narzędzia t. zw. wyciągacza. Przyczyny urywania się łusek podczas strzału oraz tak zwanego „smugowania" leżą w nieprawidłowem rozłożeniu ciągów podczas wyrobu łusek. Smugowanie jest to pierścieniowe przewężanie się materjału spotykane na różnej wysokości łuski i dobrze widoczne od wewnątrz po przekroju łuski, natomiast trudne do zaobserwowania ze strony zewnętrznej. Zaobserwowane podczas strzelania smugi należy traktować jako zapoczątkowanie pęknięć łusek, co świadczy o wadliwej pro-

dukcji łusek oraz uniemożliwia branie takich łusek do powtórnego użytku ich (po rekonstrukcji) do elaboracji naboi.

Nieprawidłowe podawanie naboi przy strzelaniu z c. k. m. i powstające stąd zacięcia k. m. są spowodowane następującemi wadami:

a) naboje zadługie powodują trudność wysuwania się ich podczas strzelania z taśmy, możliwość zaczepiania się w donośniku, oraz trudności przy taśmowaniu.

b) naboje krzywe powodują zaczepianie się wierzchołkiem pocisku o brzeg komory nabojowej lufy kb. lub k. m.

Przyczyną wady (a) jako wymiarowej jest nieprawidłowe ustawienie narzędzi w pochewce, przyczyną zaś powstania naboi krzywych jest skrzywienie się pocisku w szyjce łuski przy zbyt miękkim materjale szyjki (zasilne odżarzenie szyjek łusek), lub bardzo silne zgniecenie łuski.

III. Wady amunicji kb., wpływające na zużycie się broni podczas strzelania.

Do tych wad amunicji kb. należy cały szereg wad łuski, pocisku i kapiszona. Najczęściej spotykaną wadą tej kategorji jest wypływ gazu przez denko łuski na zamek kb. Gazy wyrywają się pomiędzy boczną powierzchnią gniazdka kapiszona w łusce a boczną powierzchnią kapiszona lub przez pęknięcie denka kapiszona. Gazy prochowe, mające żrące działanie na metal, stykają się z czółkiem zamka i grotem iglicznym, wyrywają w nich brózdy, niszcząc w ten sposób broń. Nawet przy tak zwanych nieznacznych wypływach gazów, gdy ich jest większa ilość, można obserwować opisane wyżej niszczenie broni. Należy tu podkreślić jeszcze zjawisko przerywania się gazów przez zamek kb. zachodzące przy znacznych wypływach gazów. Gazy w tym wypadku uderzają strzelca w twarz, utrudniając mu strzelanie i narażają go na niebezpieczeństwo uszkodzenia oczu. Wypływy gazów dzielimy na dwie kategorje: a) znaczne wypływy gazów, czerniące dno łuski i b) nieznaczne, pozostawiające tylko ślady okopcenia na kapiszonie w postaci strzałek lub plamek w rowku kapiszona.

Przyczyną znacznych wypływów gazów są nast. wady amunicji:

1) Pęknięcie kapiszona, powstające wówczas, gdy blacha kapiszona jest zbyt twarda, mało sprężysta.
2) Rozdęcie się gniazdka kapiszona w łusce, połączone nieraz z wypadnięciem kapiszona, powodowane bywa miękkością

materjału denka łuski (omyłkowe odżarzenie denka zamiast szyjki łuski lub zamałe utwardzenie podczas denkowania).

3) Znaczne rysy lub skaleczenia na bocznej powierzchni gniazdka łuski lub bocznej powierzchni kapiszona.

4) Pękanie gniazdka kapiszona, powstające przy zbytniej twardości jako wynik nadmiaru materjału (gdy denko miseczki było zagrube) lub zbytniego utwardzenia denka.

Aby uniknąć użycia do elaboracji naboi kapiszonów wadliwych, dających pęknięcia podczas strzelania, stosuje się próbę twardości blachy przeznaczonej do wyrobu kapiszonów oraz strzelanie gotowych kapiszonów przez odbiorców z c. k. m. z max. grotem iglicznym. Dla uniknięcia rozdęcia się gniazdka w łusce w wypadkach sporadycznych należy zaostrzyć nadzór na odżarzarkach, w wypadku zaś masowego rozszerzenia się — należy powiększyć utwardzenie materjału podczas denkowania. Jako środek zapobiegawczy przeciwko trzeciej kategorji wad, powodujących znaczne wypływy gazów, jest zaostrzenie kontroli przy sprawdzaniu łusek i kapiszonów na wygląd zewnętrzny, oraz usunięcie przyczyny powodującej te skaleczenia (w wypadku skaleczeń masowych).

Nieznaczne wypływy gazów spowodowane są przez płytkie rysy pionowe lub drobne uszkodzenia na bocznej powierzchni gniazdka kapiszona w łusce lub na bocznej powierzchni kapiszona, oraz przez mimośrodowość gniazdka kapiszona. W pierwszym wypadku przyczyny i środki zapobiegawcze są identyczne jak przy znacznych wypływach gazów. Wada zaś ekscentryczności gniazdka kapiszona nie jest objęta przepisami techn.-odb. i mało spotykana w wytwórniach. Powodem powstawania ekscentrycznych gniazdek jest krzywienie się narzędzi podczas pierwszego denkowania, wskutek zbyt dużego luzu przy prowadzeniu.

Następnie często spotykaną wadą łuski, działającą ujemnie na stan broni, jest pękanie łuski podczas strzału, powodujące stykanie się gazów prochowych z powierzchnią komory prochowej kb. lub k. m. W tym wypadku działanie gazów nie jest tak silne, jak działanie gazów z kapiszona na zamek, lecz niebezpieczne z tego względu, że najmniejsze wgłębienia (wyżarcia), powstające na powierzchni komory prochowej karabinu, powodują niezdatność jego do dalszego użytku. Pęknięcia łuski bywają podłużne i poprzeczne, w komorze prochowej i w szyjce łuski. Z tych wszystkich rodzajów pęknieć najniebezpieczniejsze są pęknięcia poprzeczne w korpusie łuski, ponieważ uważane są za zapoczątkowanie urwania się łuski. Najmniej niebezpieczne są

pękania szyjek łusek, to też dopuszczalne są przez warunki techn.-odb. w dość pokaźnej ilości. Przyczyną tych pęknięć jest zamała sprężystość materjału łuski lub wada materjału (co się spotyka rzadziej), ponieważ łuska w chwili strzału pod powstającem w niej ciśnieniem (ok. 3000 kg/cm^2) gwałtownie się rozszerza do wymiarów komory prochowej karabinu, po oddaniu zaś strzału powinna się znowu skurczyć, choć nie powraca już do dawnych wymiarów (pozostaje pewne odkształcenie stałe). Wymaga to dużej elastyczności łuski, w przeciwnym bowiem razie powstają wyżej wymienione pękania jej. Brak sprężystości może powodować wadliwy materjał lub też wadliwa obróbka łuski na ciągach i poprzedzających je odżarzeniach. Ze względu na bardzo duże znaczenie stopnia odżarzania łusek podczas ich ciągów na zachowanie się łusek podczas strzelania, zostają ściśle ustalone przez wytwórnie warunki poszczególnych odżarzeń, t. zn. czas i temperatura odżarzania.

Omówiwszy łącznie wady łuski i kapiszona, wpływające na szybkie zużycie broni, przejdę z kolei do wad następnego elementu naboju, — pocisku. W pocisku karabinowym spotykamy nast. wady tego rodzaju:

1) Znaczne pęknięcia, szczeliny i dziury na płaszczu pocisku, które mogę wywołać rozerwanie się jego w lufie i następnie zagwożdżenie lub rozerwanie się lufy kb. lub k. m.
2) Przekroczenie max. średnicy pocisku, powiększające siłę tarcia pocisku w lufie i tem samem powodujące szybsze zużycie się lufy.
3) Zamiedzanie lufy.

Pierwsze dwie z wyżej podanych wad pocisku, ich przyczyny i środki zapobiegania były omówione już przy rozpatrywaniu wpływu pocisku na celność i przebijalność naboi (Część I), dlatego przejdę odrazu do omawiania 3-ej wady: zamiedzania lufy kb. Wada ta obserwuje się, gdy do wyrobu płaszczy pocisków zostaje użyta blacha melchjorowa, a nie żelazna melchjorowana. Różnica tych blach polega na tem, że gdy blacha melchjorowana jest z żelaza i tylko powierzchnia jej pokryta cienką warstwą melchjoru, wskutek czego zawiera tylko nieznaczną ilość miedzi, — blacha melchjorowa jest zasadniczo blachą miedzianą, zawierającą 80% Cu i 20% Ni. To też podczas strzelania pociskami, do wyrobu których użyta jest blacha melchjorowa, powstaje osadzenie się warstwy miedzi na przewodzie lufy kb. lub k. m. Osadzenie to jest tak silne, że po oddaniu 300 — 400 strzałów przewód lufy jest znacznie zwężony i wymaga przeczyszczenia go

odniklownikiem, co powoduje szybkie zużywanie się gwintów lufy. Wada ta jednak nie jest wadą wyrobu amunicji kb., lecz wadą jej konstrukcji, zmuszającej fabryki amunicji do używania blachy melchjorowej bez żadnego antidotum na zamiedzianie luf.

IV. Wady amunicji karab. utrudniające jej konserwację.

Amunicja karabinowa przechowuje się przeważnie przez szereg lat w składnicach i po upływie tego czasu powinna być zupełnie zdatną do użytku bojowego. Otóż podczas przechowania amunicji i podczas jej transportu mogą spotkać się następujące wady amunicji, obniżające jej wartość bojową:

1) Pękanie szyjek łusek kb.
2) Obluzowanie się w łusce lub wypadnięcie pocisku lub kapiszona.
3) Zawilgotnienie kapiszona.
4) Działanie wpływów atmosferycznych na powierzchnię zewnętrzną naboju.
5) Rozkład prochu ładunku miotającego.

Pękanie szyjek w łusce kb. podczas przechowania amunicji jest bolączką jak naszej tak i zagranicznej amunicji kb. Przyczyną tego zjawiska są zbyt wielkie naprężenia materjału, powstające podczas wyrobu łusek (I i II zwężanie), które powiększają się jeszcze przez wciśnięcie do szyjki łuski pocisku.

Jako środek zapobiegawczy przeciwko pękaniu szyjek łuski kb. stosuje się usunięcie tych szkodliwych naprężeń w szyjce zapomocą odżarzania szyjek bezpośrednio przed elaboracją naboi. Odżarzanie szyjek stosuje zawsze zakład elaborujący naboje, a nie produkujący łuski (o ile nie jest to wykonywane razem), ponieważ po odżarzeniu szyjki łusek są bardzo miękkie, co powoduje dużą ilość zgniecień i uszkodzeń podczas transportu. Odżarzanie szyjek łusek, dokonywane w specjalnych piecach gazowych, t. zw. odżarzarkach lub żarownicach, jest czynnością nader trudną i wymagającą ciągłej kontroli ze względu, jak na trudności zachowania stałej temperatury odżarzania, tak i na trudność sprawdzania stopnia odżarzania łusek. Stosowanie termometrów i pirometrów jest tu niemożliwe ze względu na specjalne warunki odżarzania: szereg poszczególnych płomyków nie pozwala zastosowania tych przyrządów dla zbadania temperatury żarzenia; słaby zaś stopień nagrzewania się łusek (nie nagrzewają się do stanu świecenia) i mała stosunkowo ilość rozgrza-

nego materjału uniemożliwiają stosowanie pirometrów optycznych dla zbadania temperatury żarzonego ciała. Wobec tego żarzenie szyjek odbywa się na oko do „koloru wiśniowego", co wymaga dużej wprawy i uwagi robotnika zatrudnionego przy tej operacji. Odżarzanie zasłabe nie osiągnie celu: nie zapobiegnie powstawaniu pęknięć szyjek podczas przechowania naboi, natomiast odżarzanie zasilne wywoła zaduże rozmiękczenie materjału i związane z tem słabe osadzenie pocisku w szyjce łuski oraz jego skrzywienie się.

Pomimo tych trudności nie znaleziono narazie innego sposobu walki ze szkodliwemi naprężeniami w szyjkach łusek, i odżarzenie stosowane jest jak u nas, tak i zagranicą. Jako kontrola stopnia odżarzenia poszczególnych łusek stosowana jest obecnie próba sublimatowa. Poddaje się tej próbie, stosownie do warunków technicznych i odb., pewną ilość łusek z każdej partji, zelaborowanych w naboje bez prochu i przepisowo obciśniętych. Zaelaborowane w ten sposób naboje pogrąża się do roztworu sublimatowego. Jeżeli podczas tej próby w szyjkach łusek nie powstaną pęknięcia (podłużne), uważa się, że odżarzenie łusek danej partji było wystarczające. Innym sposobem badania stopnia odżarzenia łusek danej partji, nieprzewidzianym warunkami techn.-odb., jest badanie struktury metalu łuski po jej odżarzeniu pod mikroskopem.

Obluzowanie się pocisku w szyjce łuski karabinowej podczas transportu lub nawet jego wypadnięcie może powstać wskutek słabego zacisku, lub wskutek zbyt miękkiego materjału w szyjce łuski (zasilne odżarzenie szyjki).

Wypadanie kapiszona z gniazdka łuski może być spowodowane słabym jego osadzeniem (gdy średnica kapiszona jest znacznie mniejsza od średnicy gniazdka) przy niedostatecznem zapunktowaniu.

Dla uniknięcia tych wad w nabojach kb. stosuje się przy ich odbiorze próbą trzęsienia. Polega ona na tem, że z każdej partji gotowych naboi pewną ilość, normalnie opakowanych w pudełka tekturowe, wkłada się do skrzynki specjalnego aparatu. Skrzynka poddaje się trzęsieniu w ciągu godziny, zapomocą uderzeń dwóch kułaczków na wale obrotowym (60 uderzeń na minutę). Naboje przed i po próbie sprawdzają się na długość i na obluzowanie się pocisku w łusce. Stosownie do wymagań war. techn. odb. nie powinno być po próbie: wypadania kapiszona, pocisków zagłębionych w łusce lub obluźnionych tak, że możnaby je ręką wyciągnąć, wreszcie nb. zakrótkich, ani nb. zadługich. Próbę trzęsienia przeprowadza się analogicznie przy

odbiorze kapiszonów dla zabezpieczenia się przed wypadaniem cynfolji lub masy zapałowej z miseczek kapiszonów.

Celem zabezpieczenia się przed zawilgotnieniem masy zapałowej kapiszona, sprawdza się jego uszczelnienie. Uszczelnienie masy zapałowej kapiszona osiąga się przez ścisłe doleganie krążka cynfolji do powierzchni wewnętrznej ścianek kapiszona. Sprawdzenie zaś uszczelnienia polega na zanurzeniu pewnego procentu kapiszonów z każdej partji do wody; po wyjęciu z wody badane kapiszony podlegają próbie kafarowej.

Stan powierzchni zewnętrznej naboi odgrywa dużą rolę przy ich konserwacji. Powierzchnia zewnętrzna naboju podczas przechowania podlega działaniu warunków atmosferycznych: dwutlenek węgla i kwasy powietrza powodują powstawanie w niej śniedzi — węglanu miedzi. Dla zmniejszenia stopnia tego działania zwraca się uwagę przy wyrobie amunicji na stan powierzchni naboju. Wszelkie rysy, uszkodzenia, wady materjału, brud i inne chropowatości na powierzchni pocisku, łuski lub kapiszona są miejscami skupienia wilgoci, przyśpieszając proces tworzenia się węglanu.

Powierzchnia naboju, stanowiąc jego wygląd zewnętrzny, ma jeszcze jedno ważne znaczenie, a mianowicie: naboje o ładnym wyglądzie zewnętrznym, czyste, niepokaleczone, wzbudzają większe zaufanie żołnierzy i wpływają dodatnio na ich stan moralny podczas strzelania.

Dla opóźnienia rozkładu prochu ładuków miotających naboi, stosuje się podczas ich produkcji środki, zapobiegające przenikaniu wilgoci z powietrza wewnątrz komory prochowej łuski naboi. Wobec tego, że ładunek prochowy naboju kb. od strony przedniej jest dostatecznie zabezpieczony pod tym względem przez obciskanie szyjki łuski, należy zabezpieczyć go tylko od strony denka. W tym celu, po zakapiszonowaniu łusek, stosuje się lakierowanie rowka kapiszona lakierem szelakowym.

Dla uniknięcia działania warunków atmosferycznych na naboje, przechowuje się je w opakowaniu hermetycznem — w puszkach cynkowych zalutowanych. Po zalutowaniu wszystkie puszki cynkowe są wkładane do skrzynek drewnianych, chroniących naboje od uszkodzeń mechanicznych podczas transportu i przechowywania. Każda skrzynka jest zamknięta zapomocą zamka specjalnego i zaplombowana plombą rzeczoznawcy, przeprowadzającego odbiór danej partji naboi.

Plombowanie naboi w skrzynkach ma na celu zabezpieczenie skrzynki od odmykania przez niepowołane osoby, a tem samem uniemożliwia się zamianę lub uszkodzenie naboi w skrzynce bez widocznego naruszenia plomby.

Dla zakończenia swego opracowania nadmieniam, że zmuszony byłem potraktować niektóre rzeczy dość pobieżnie, aby nie rozszerzać zbytnio ram jego. Mimo to starałem się ująć w niem możliwie wszystkie spotykane wady amunicji kb. syst. Mausera, oraz sposoby i środki unikania tychże przez fabryki amunicji w ich dążeniach wykonywania dla wojska możliwie jaknajlepszej amunicji.

---

623 . 454 . 251

DUNIN-MARCINKIEWICZ EUGENJUSZ i RÖSSLER FRANCISZEK.

PRZYCZYNY NIEPRAWIDŁOWEGO FUNKCJONOWANIA ZAPALNIKÓW O DZIAŁANIU PODWÓJNEM 22-31 WZ 1897.

Zapalniki wz. 97 przy strzelaniu dają niekiedy nieprawidłowości w swojem działaniu, z pośród których odróżniamy:

a) wybuchy w lufie,
b) wybuchy przed lufą bezpośrednio,
c) wybuchy przedwczesne na torze,
d) zbyt krótki czas spalania się zapalników,
e) duży rozrzut w czasie spalanie się zapalników,
f) zgaśnięcia zapalników,
g) niewybuchy przy strzelaniu na uderzenie.

Nieregularności te są w przeważnej części wypadków skutkiem wad fabrykacyjnych.

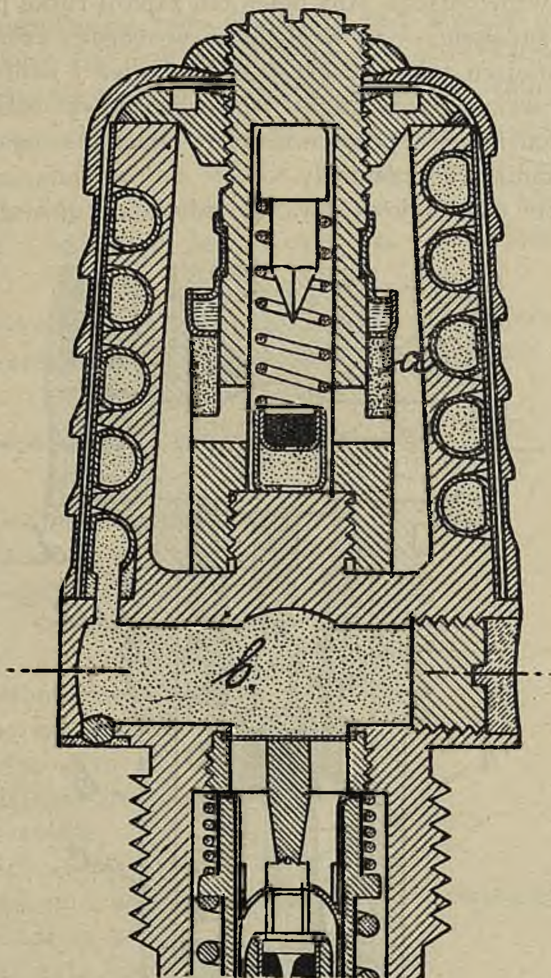
Bardzo często, zdawałoby się drobne wady, mogą spowodować jednak wadliwe funkcjonowanie zapalników. Celem poniższego artykułu jest podanie garści uwag, zaczerpniętych z własnego doświadczenia i dotyczących wskazań, co podczas produkcji musi być kontrolowane, aby uniknąć wad w zapalnikach; oraz — oświetlenie, jakie czynniki wpływają na nieregularności w funkcjonowaniu tych zapalników.

Rozpatrzmy pobieżnie konstrukcję tych zapalników.

Zapalniki wz 97 należą do zapalników podwójnego działania, czyli, że mogą działać albo po upływie określonego czasu, albo przy

uderzeniu. Działanie czasowe tych zapalników polega na spalaniu się mniejszej lub większej części rurki ołowianej, napełnionej prochem czarnym i na następnem przekazaniu ognia do pocisku.

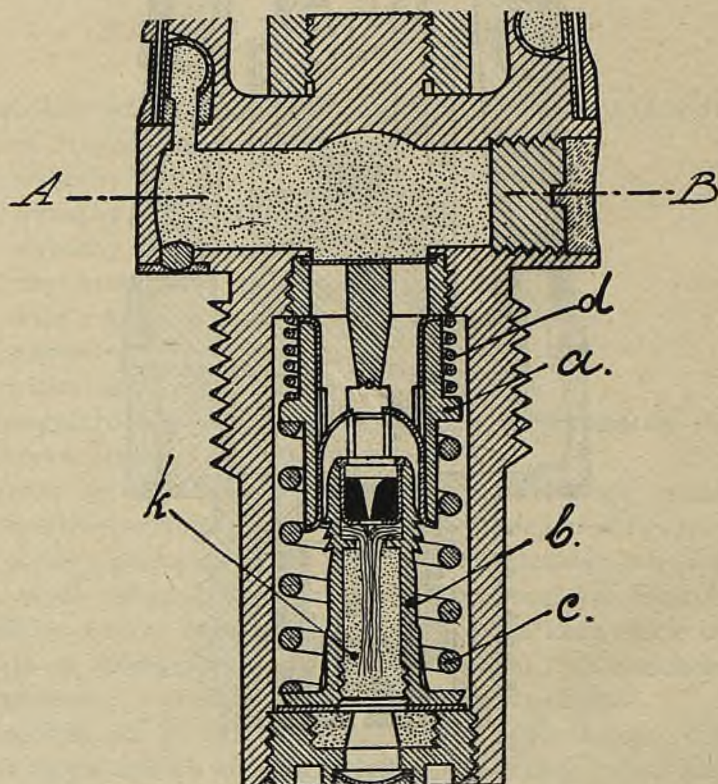
Rurka prochowa jest nawinięta na kadłub zapalnika, i w tym celu na kadłubie zrobione jest wyżłobienie w postaci spirali (rys. 1). Następnie rurka i kadłub w miejscu, gdzie jest nawinięta rurka, smaruje się specjalną mastyką, pokrywa się gazą i czepcem mosiężnym z otworkami.



Rys. 1.

Otworki te służą dla ujścia gazów prochowych spalającej się rurki i są wykonane w odstępach wzajemnych, odpowiadających czasowi spalania równemu pół sekundy. Najwyższy czas spalania się zapalnika jest równy 24 sekundom. Dla zapalenia rurki służy przyrząd zapalający, składający się z iglicy, spłonki, sprężynki oraz wzmacniacza ognia (a). W celu przekazania ognia do pocisku służy komora prochowa (b), połączona z końcem rurki prochowej. W momencie strzału iglica uderza na skutek swego bezwładu. Ogień spłonki zapala proch wzmacniacza. Aby ogień ten zapalił rurkę prochową, odtykamy ją w żądanem, — ze względu na wymagany czas spalania zapalnika, — miejscu tak, aby przetknąć również i kadłub zapalnika. Wtedy ogień wzmacniacza zapali rurkę prochową; rurka, paląc się, zapali w końcu komorę prochową, która przekaże ogień pociskowi poprzez mechanizm uderzeniowy.

Mechanizm uderzeniowy (rys. 2) składa się głównie z bezwład-



Rys. 2.

nika (a), obsady spłonki (b), sprężyny bezwładnika (c), sprężyny zabezpieczającej (d), iglicy (e). Dziełanie mechanizmu uderzeniowego polega na cofnięciu się podczas strzału bezwładnika (a), który ściska przy tem sprężynę (c) i swemi występami zachodzi za ząbki na obsadzie spłonki i od tej chwili stanowi z nią jedną całość. Podczas uderzenia pocisku o przeszkodę zespół: bezwładnik — sprężyna — obsada uderza o iglicę spłonką zapalającą umieszczoną w obsadzie. Ogień spłonki zapala wzmacniacz ognia (k). Ogień wzmacniacza przekazuje się pociskowi.

Myśl konstrukcyjna tego zapalnika jest wysoce prosta; wykonanie, zdawałoby się, jest również proste. Fabrykacja i nąbijanie tych zapalników nie powinny stwarzać większych trudności.

Praktyka mówi jednak co innego: szereg nieprawidłości w dziadziału tych zapalników tak w lufie, jak na torze i u celu świadczy najdobitniej, że fabrykacja tych zapalników wymaga nie tylko uwagi przy wyrobie i nabijaniu, lecz fachowości i doświadczenia długoletniego.

Najmniejszy błąd, najmniejsza nieuwaga mogą spowodować takie wady w działaniu tych zapalników, które bezwzględnie nie mogą być tolerowane.

Montowanie omawianego zapalnika składa się z następujących operacyj:

1) sprawdzenie składników;
2) czyszczenie, odtłuszczanie, lakierowanie;
3) wyciąganie rurek prochowych;
4) cięcie i wykończenie gotowych rurek;
5) nawijanie rurek na kadłuby;
6) lutowanie końców rurek;
7) obtoczenie nadmiaru cyny;
8) mastykowanie;
9) naklejanie gazy;
10) wysuszenie;
11) składanie mechanizmu zapalającego;
12) obsadzenie wkrętki mechanizmu zapalającego;
13) nakładanie czepca;
14) połączenie komory z rurką ogniową;
15) ładowanie komory;
16) składanie mechanizmu uderzeniowego;

17) zalutowanie komory prochowej i wkrętki mechanizmu uderzeniowego;
18) znakowanie;
19) kontrola wymiarów.

Jedną z cech konstrukcyjnych tego zapalnika jest ta, że w zapalniku wz 97 przyrząd zapalający zawsze działa, niezależnie od tego, czy strzelamy na rozprysk, czy też na uderzenie. W tym ostatnim wypadku nie odtykamy (nie skalujemy) rurki prochowej, wówczas ogień spłonki i wzmacniacza nie ma ujścia nazewnątrz i musi być stłumiony w przedniej komorze kadłuba zapalnika.

Cecha ta, jako to zobaczymy niżej, powoduje w pewnych wypadkach wady w funkcjonowaniu zapalnika.

Drugim ważnym elementem jest rurka prochowa. W zależności od tego, w jakiem miejscu skalujemy zapalnik, zwiększa lub zmniejsza się długość rurki prochowej, która musi się spalić, aby przekazać ogień komorze prochowej. Jest rzeczą jasną, że od niej w głównej mierze zależy należyte funkcjonowanie zapalnika. Rurki, różniące się pomiędzy sobą czasem spalania się jednakowej długości rurki, powodują rozrzut punktów rozprysku pocisków.

W pewnych warunkach rozrzut ten może osiągnąć takie rozmiary, że nie może już być nazwany rozrzutem, lecz nieregularnością działania zapalników (przy strzelaniu np. na 4000 metrów zdarzają się rozpryski na 2000 lub 1000 metrów).

Dążenie do uniknięcia takich wypadków tłumaczy te ostre wymagania, jakie stawiane są prochowi oraz rurkom prochowym; muszą one przejść szereg badań i prób niezmiernie surowych, zanim zostaną dopuszczone do nawijania na kadłuby zapalników.

Jednak wady i nieuwagi przy następnych czynnościach mogą spowodować, że zupełnie dobre przy odbiorze rurki mogą nienależycie funkcjonować w gotowych zapalnikach.

Omówmy teraz przyczyny, które mogą wywołać omawiane nieregularności, rozpatrując główne składowe części zapalnika oraz czynności montowania zapalników w kolejności podanej wyżej.

Kadłub. Kadłub wytacza się z mosiężnego pręta; na górnej jego części wytacza się wyżłobienie w postaci spirali, służące gniazdem rurki prochowej. Aczkolwiek grubość ścianki kadłuba w najcieńszem miejscu tego gniazda nie powinna być mniejszą od 0.8 mm, zdarzają się wypadki, że grubość ta dochodzi do 0.1 mm, i wtedy możliwe

jest przedostanie się ognia do rurki prochowej w nieodpowiedniem miejscu. Powoduje to t. zw. „krótki" rozprysk.

Pozatem w kadłubie bywają pęknięcia, przez które również może przedostać się ogień. Jeżeli takie pęknięcie prowadzi do komory prochowej, to otrzymamy wybuch w lufie.

Bywały wypadki osiadania stożkowatej (przedniej) części kadłuba przy strzale, na skutek zbyt cienkich ścianek. Trzeba nadmienić, że przyśpieszenie podczas strzału w szrapnelu 75 mm wynosi ok. 166.000 m/sek^2, i stożkowa część naciska na swoją podstawę z siłą ok. 18.000 kg. Przy zgnieceniu takiem w kadłubie mogą powstać szpary, przez które przedostają się gazy prochowe od przyrządu zapalającego i powodują przedwczesne funkcjonowanie zapalnika.

Rurka prochowa. Aby otrzymać równomierne o wymaganej szybkości spalanie się prochu w rurce, wyciągają ją z rurki grubości 22 mm, przeciągając 72 razy przez coraz to mniejsze otworki w matrycach, aż dojdzie do grubości 4 mm.

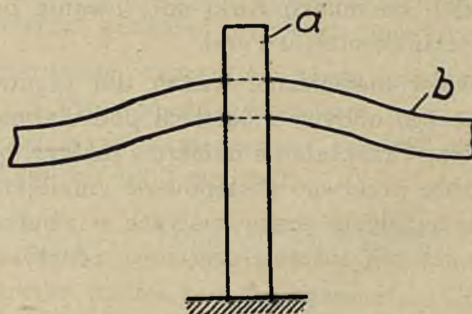
Tak znaczna ilość ciągów niezbędna jest, aby otrzymać jednakowe we wszystkich odcinkach rurki sprasowanie prochu oraz jednakową grubość ścianek ołowiu rurki.

Operacja ta jest niezmiernie ważna dla regularności spalania się rurek, wobec czego odbywać się musi pod stałym nadzorem kierownika lub majstra. Przeplątanie numerów matryc, przez które przeciąga się rurki, może przerwać postępowość zmniejszania się średnic matryc i — przeciągnięcie przez matrycę o zbyt małej średnicy. Wobec tego ołów ścianek zostanie częściowo zdarty, częściowo utworzy pęknięcia.

Bywa niekiedy stosowane przeciąganie rurek przez matryce bez użycia stołów, na których leży rurka. Wtedy pod wpływem własnego ciężaru rurka wydłuża się, przy czem wydłużenie to będzie większe na jej łuku zewnętrznym. Jeżeli weźmiemy pod uwagę dużą ilość ciągów oraz, że przy ostatnich ciągach rurka dochodzi do długości ok. 11 metrów, to przyjdziemy do wniosku, że dodatkowe wydłużenie rurki pod wpływem własnego ciężaru będzie znaczne. Przy następnem pocięciu długiej rurki na krótkie i nawinięcie tych ostatnich na kadłuby otrzymamy zapalniki, w których średni czas spalania może różnić się od wymaganego, i partja takich zapalników może nie odpowiadać warunkom technicznym.

Powyższe zjawisko nie odgrywa tak znacznej roli, jak następujące. W celu przyśpieszenia przeciągania rurek niektóre wytwór-

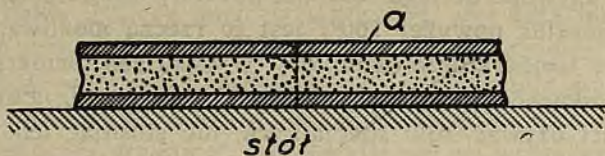
nie stosują matryce, w których otworki są zrobione w 2—3 rzędy jeden ponad drugim. Gdy rurki, przeciągane przez otworki dolnego rzędu, leżą na stole, — rurki, przeciągane przez otworki górnych rzędów, wiszą w powietrzu. Jeżeli w poprzednim przykładzie wszystkie rurki znajdowały się w jednakowych warunkach, to w omawianym — część rurek leżąca na stole będzie w innych warunkach niż rurki znajdujące się w powietrzu i podlegające wyciąganiu dodatkowemu pod wpływem własnego ciężaru. Spowoduje to nieco większy rozrzut punktów rozprysków zapalnika. Rozrzut spowodowany powyższą przyczyną nie będzie jednak znaczny; inna przyczyna odgrywa tutaj rolę dominującą: podczas przeciągania rurek górnego rzędu zachodzi zjawisko przewisania rurki. Otóż rurka (b) (rys. 3) zwisa po obydwóch stronach matrycy (a) i w miejscu, gdzie przechodzi rurka przez matrycę zachodzi załamanie rurki. Powoduje to nierównomierność grubości ścianek rurki i pęknięcia ołowiu rurki. Jeżeli teraz rurkę z takiemi wadami nawiniemy na kadłub, to,



Rys. 3.

jeżeli trafią one na stronę zewnętrzną zapalnika, zostaną jeszcze powiększone. Te wady grożą już nietylko powiększeniem rozrzutu, lecz nienormalnie krótkiemi rozpryskami. Wady te mogą już być groźne.

Aby uniknąć takich wypadków, musimy stale kontrolować stan nawiniętych na kadłub rurek. Badanie grubości ścianek rurek zapomocą przekrajania poprzecznego rurek nożem nie daje żadnych wyników, a to z powodów następujących: ołów rurek jest zbyt miękki i przy przekrojeniu nożem górna część rurki (a) poddaje się pod nożem (rys. 4). Dolna część rurki, która leży na stole, przekraje się



Rys. 4.

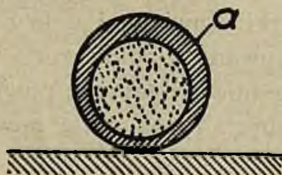
należycie, wobec czego rurka o ściankach jednakowej grubości będzie wyglądała mniej więcej, tak, jak jest podane na rys. 5.

Przy nawijaniu rurek na kadłub zapalnika należy zwracać uwagę, aby przyrząd do nawijania posiadał rolki zupełnie gładkie, bez uszkodzeń, zadr, któreby mogły uszkodzić rurki. Należy pamiętać, że rurka podczas nawijania podlega rozciąganiu na swojej zewnętrznej powierzchni.

Niezbędne jest stałe kontrolowanie i oczyszczanie rolek.

Po nawinięciu rurki punktuje się kadłub w swojej dolnej spirali, aby unieruchomić rurkę. Tutaj należy zwracać uwagę, aby zapunktowanie nie było zbyt ostre i nie spowodowało przebicia lub uszkodzenia ścianki rurki, ani uszkodzenia spirali w postaci wystającego ostrza.

Ostrze to może przebić ściankę rurki prochowej w pobliżu komory prochowej, co może spowodować przeskakiwanie ognia i skró-



Rys. 5.

cenie czasu spalania się zapalnika np. o 1 obrót rurki, czyli około 5 sekund.

To samo można powiedzieć o przyrządzie dociskającym rurkę prochową po jej nawinięciu. Przyrząd ten musi być stale kontrolowany, aby nie mógł spowodować uszkodzenia rurki.

Przy zalutowywaniu końca rurki należy zwracać uwagę, aby bezwzględnie nie był stosowany kwas solny. Stop musi być użyty ściśle w/g. przepisów odbiorczych.

Kolby, używane do tego celu, nie powinny dawać możności otrzymania temperatur powyżej 100⁰; jest to rzeczą możliwą, gdyż stop topi się przy temperaturze około 70⁰. Wysoka zaś temperatura kolby może spowodować topienie ołowiu rurki prochowej. Poleca się do tej czynności używać kolb specjalnych, nie stosując ich do lutowania przyrządu uderzeniowego i główki zapalnika.

Zdarza się niekiedy po zalutowaniu końca rurki, że część rurki nie przylega należycie do kadłuba, wobec czego rurka przy obtoczeniu nadmiaru cyny może ulec obtoczeniu swej ścianki. Spowoduje to skrócenie czasu spalania się zapalnika.

Trzeba więc przy obtoczeniu nadmiaru stopu zwracać baczną uwagę, czy nie zaszedł powyższy wypadek oraz — dokładnie kontrolować wygląd rurek nie tylko w miejscu lutowania, lecz na całej ich długości, pod względem pęknięć, uszkodzeń i nieprzylegania ich do dna spirali kadłuba.

Jednak nie tylko wyżej przytoczone wady w montowaniu rurek mogą wpłynąć na należyte funkcjonowanie zapalnika. Nieodpowiedni ołów użyty do rurek może mieć decydujący wpływ na jakość zapalników. Znamy wypadki, gdy wytwórnia dostarczająca grube rurki ołowiane nie mogła oddać z początku produkcji ani jednej partji rurek.

Nie mówimy tutaj o głównym czynniku — prochu, który winien naturalnie ściśle odpowiadać warunkom odbiorczym, jednak musimy zaznaczyć, że dobre rurki ołowiane i dobry proch nie dają jeszcze pewności, że wyprodukowane cienkie rurki będą dobre: temperatura otoczenia, a szczególnie wilgotność powietrza i prochu podczas nasypywania go do grubych rurek mają poważny wpływ na jakość przyszłych rurek.

Przy zamykaniu grubych rurek zdarzają się wypadki odpryskiwania kawałków ołowiu i wpadania do wnętrza rurek. Przy następnych ciągach ten kawałeczek ołowiu może rozdzielić proch w rurce, co przy spalaniu się rurki prochowej spowoduje zgaśnięcie zapalnika.

Bywają w samym prochu podobne zanieczyszczenia, które mogą wywołać zgaśnięcie zapalnika. Trzeba więc przed nasypaniem do rur starannie kontrolować stan prochu, przepuszczając go przez odpowiednie sita.

Przy mastykowaniu należy dążyć, aby mastyka należycie wypełniała przestrzeń pomiędzy rurką prochową a kadłubem zapalnika.

Naklejanie gazy nie powinno być uskuteczniane za pomocą zbyt gęstego szellaku. Należy mieć na względzie, aby gaza nie była zbyt grubą, gdyż stwarza to przy paleniu się rurki prochowej pewien dodatkowy opór, wpływający ujemnie na czas spalania się zapalnika.

Przy nakładaniu mosiężnego *czepca* uważać należy, aby otworki były o wymaganej średnicy, znajdowały się na wymaganych odległościach jeden od drugiego, oraz aby nie były zatkane.

Nie powinny otworki te posiadać gradów i zadr, któreby mogły uszkodzić rurki prochowe.

Przy wierceniu kanału komunikacyjnego należy zwracać uwagę, by wiertło wykonywając otwór, nie było zbyt długie i nie przewierciło ścianki spirali kadłuba. Bywały wypadki, że otwór ten sięgał aż do trzeciej spirali. Takie zapalniki przy strzelaniu dałyby skrócenie czasu spalania ok. 10 sekund!

Przyrząd uderzeniowy. Niedokładności w montowaniu przyrządu uderzeniowego mogą spowodować nieregularności w działaniu zapalnika. A więc:

1) Iglica może wywołać przedwczesne (przed lufą) funkcjonowanie zapalnika. Trzeba zaznaczyć, że iglica ma dążność podczas strzału wykręcić się z kadłuba, do którego jest wkręcona. Wobec tego należy stale kontrolować, czy jest ona należycie dokręcona i unieruchomiona. Trafiały się zapalniki, w których iglice nie były wkręcone, lecz wciśnięte do gwintów. Niektóre takie iglice mogły podczas strzału wyrwać się ze swego gniazda i uderzyć w spłonkę, powodując działanie zapalnika w lufie.

2) Spłonka zapalająca może być przyczyną przedwczesnego działania zapalnika, jeżeli nie jest unieruchomiona w swojej obsadzie. Zarolowanie obsady musi być wykonane należycie, bez zadr metalu, któreby mogły oderwać się podczas strzału od obsady i uderzyć w spłonkę.

Należy unikać użycia stopiny w obsadzie spłonki, gdyż podczas transportu mączka prochowa zsypuje się ze stopiny i w ten sposób obluźnia spłonkę.

Spłonka nawet dobrze obsadzona może być — coprawda w bardzo rzadkich wypadkach, — przyczyną przedwczesnego (w lufie) działania zapalnika: może ona nie wytrzymać wstrząsu podczas strzału, tem bardziej, że w armatach wstrząs ten jest b. duży. Szczególnie, gdy powstaje piorunianin miedzi. O tem swego czasu była mowa w artykule „O przedwczesnych wybuchach" (Przegl. Artyl. 1930 r. Tom XI str 373). Nie będziemy więc zatrzymywali się nad tem.

Wogóle trzeba zaznaczyć, iż w wypadkach wybuchów w lufie trzeba szukać przyczyny albo w mechanizmie uderzeniowym, albo w szparach pomiędzy komorą prochową a komorą mechanizmu zapalającego.

Wszystkie inne wady powodują wybuchy przed lufą, w różnych od niej odległościach.

Najlepiej wykonana partja zapalników nie zawsze jednak zabezpiecza od różnych nieregularności przy strzelaniach odbiorczych. Szukając przyczyny tych nieregularności, któremi mogą być: wybuch w lufie, wybuch przed lufą, wybuch na torze znacznie wcześniejszy niż tego oczekujemy w/g skalowania, „zgaśnięcie" zapalnika, ślepy strzał przy strzelaniu na uderzenie i t. p., musimy przedewszystkiem zwrócić uwagę na zapalnik i szukać wad w nim. Jednocześnie musimy badania przeprowadzać i poza zapalnikiem.

Znamy szereg wypadków, przy których niezbicie stwierdzono, że zapalnik nie był przyczyną nieregularności jego działania.

Swego czasu podczas naszej wspólnej pracy w pewnej wytwórni mieliśmy kłopoty z omawianemi zapalnikami przy strzelaniu na uderzenia, gdy zawsze otrzymywano nadmierną ilość ślepych strzałów. Szukano naturalnie przyczyny w zapalniku, przeprowadzano nadzwyczaj szczegółowe próby. Zaczęto szukać przyczyny w częściach metalowych zapalnika. Poddano je powtórnym drobiazgowym sprawdzaniom na wymiary, na jakość wykonania. Wszystko było w porządku. W przypuszczeniu, że mechaniczna obróbka, aczkolwiek jest dokładna, nie odpowiada jednak wymaganiom pod względem działania zapalnika na uderzenie, sprawdzono i poddano krytyce cały proces wyrobu części metalowych zapalnika.

W tym celu jeden z autorów niniejszego artykułu w ciągu 2 miesięcy osobiście wykonał na obrabiarkach wszystkie części metalowe zapalnika, przy czem każda operacja poddawana była wspólnej krytyce. Aczkolwiek została w ten sposób ujawniona pewna wada, którą natychmiast usunięto, jednak wykonane następnie zapalniki dały znowu nadmierną ilość ślepych strzałów przy strzelaniu na uderzenie.

Wtedy zaczęto szukać przyczyny w samej konstrukcji zapalnika; zwężono tolerancje wykonania do takiego stopnia, że właściwie zanikał charakter masowego wyrobu. Zapalniki wykonane z tak precyzyjnych części składowych, że można byłoby porównać je z zegarkiem, przy strzelaniu na uderzenie zawiodły na całej linji: ta-

kiej wielkiej ilości ślepych strzałów nie otrzymywaliśmy jeszcze ani razu.

Wtedy zwrócono uwagę na nabijanie: dano b. czułe spłonki, zmontowano wszystko niezmiernie dokładnie, każdy zapalnik kilkakrotnie sprawdzono. Strzelano — i znowu ślepe strzały! — Przeprowadziliśmy taką próbę: zapalniki przed strzałem zostały uzbrojone. Nie było więc mowy, że zapalnik nie uzbroił się podczas strzału.

Strzelano — i znowu otrzymano to samo!

Powstała nowa koncepcja: zapalnik przy strzale uzbraja się, lecz następnie znowu się zabezpiecza. To znaczy, że albo łapki wchodzące w nacięcia są za słabe, albo same nacięcia są wykonane wadliwie. W tym celu uzbrajano zapalniki i poddano je próbom rotacyjnym i kafarowym. Wyrabiano z zapalnikami „niestworzone rzeczy", jednak zapalniki jak były uzbrojone, tak i pozostały uzbrojonemi. Koncepcja ta odpadła.

Wzięto zapalniki oryginalne francuskie i strzelano na uderzenie. Otrzymaliśmy równą, jak u naszych zapalników ilość ślepych strzałów.

Tłumaczono powyższe, że zapalniki te były wyrobu wojennego.

Sytuacja była bez wyjścia. Zdenerwowanie wszystkich było wielkie: nie mogliśmy oddać prawie ani jednej partji, wszystko było zabrakowane.

Nagle wszystko się wyjaśniło.

Trzeba zaznaczyć, iż nie udawało się nam dotychczas odnaleźć tych zapalników, które dały strzały ślepe, gdyż po odbiciu pociski leciały przeważnie do błota. Kiedy po paru tygodniach suchej pogody błoto wyschło, odnaleźliśmy wszystkie nasze „ślepce". Okazało się, że zapalniki były wraz z głowicami szrapnela i wszystkie bez wyjątku poprzednio funkcjonowały. Kwestja była rozstrzygnięta. Otóż po uderzeniu o ziemię zapalnik funkcjonował, lecz w tym że momencie odrywał się z głowicą od szrapnela. Rzecz będzie jasna, gdy weźmiemy pod uwagę, że od chwili uderzenia spłonki o iglicę ogień przekazuje się pociskowi po upływie 0,01 sekundy. Ponieważ szybkość pocisku jest wtedy ok. 500 m/s, przeto głowica zdąży przelecieć 5 metrów. Okazało się, że w partji szrapneli, które były użyte do prób, głowice nie były należycie hartowane. Zahartowano głowice — i następnie przy strzelaniu na uderzenie nie mieliśmy ani jednego strzału ślepego.

Drugi wypadek był przy strzelaniu zapalników R Y G wz 18. Otrzymano 1 wybuch w lufie. Los partji był przesądzony. Jednak znaleziono zapalnik (przy próbach każdy zapalnik poleca się numerować), który „dał wybuch w lufie". Okazało się, że zapalnik wcale nie działał. Detonator był cały aczkolwiek był mocno pogięty.

Rzecz była jasna: od strzału wybuchł pocisk w lufie, zapalnik został wyrwany z pocisku, upadł na ziemię bokiem i nie funkcjonował.

Przykładów podobnych można przytoczyć szeregi. Świadczą one, że badanie przyczyn wadliwego działania zapalnika trzeba szukać też poza zapalnikiem, zwracając jednak główną uwagę w pierwszym rzędzie na zapalnik.

Poza wymienionemi wyżej zdarzają się wypadki, że partja zapalników zostaje zabrakowana z powodu zbyt krótkiego czasu działania przy strzelaniu w zimie. Ta sama partja, będąc przestrzelana w lecie, odpowiada wymaganiom. W celu wyjaśnienia tego zjawiska przeprowadzaliśmy swego czasu taką próbę: spalano metrowe rurki wybrane z jednej dobrej partji przy temperaturze 2^0, 18^0 i 40^0 C po 10 sztuk przy każdej temperaturze. Średni czas wynosił: 78.41 sek, 78.29 sek i 78.61 sek. Widzimy, że wpływu temperatury na szybkość spalania stwierdzić nie było można. Gdy jednak czas ten poprawiliśmy na temperaturę, czyli że gdy czas ten został sprowadzony do czasu, przy którym musiałaby palić się rurka przy temperaturze 15^0, to otrzymaliśmy:

77.42, 78.18 i 79.71 sek.

Musielibyśmy otrzymać jednakowy wynik, a tym czasem otrzymano różny z wahaniem ponad 2 sekundy! Świadczy to, że z poprawkami na wpływ temperatury jest coś nie w porządku. Powstaje pytanie, czy poprawki, dobre dla Francji, są dobre dla Polski? Prawdopodobnie nie są zupełnie dla nas dobre. Gdyby teraz zapalniki wykonane z tych rurek przestrzelano w zimie, to musielibyśmy przyjść do wniosku, że czas spalania tych zapalników był za krótki. Przy upale zaś — za długi. To zjawisko obserwuje się zawsze: zapalniki strzelane w zimie po wprowadzeniu porawek mają średni czas spalania krótszy od wymaganego i nie zawsze trafiają w granice określone tolerancjami. Nie znaczy to wcale, że zapalniki zimą palą się krócej niż w lecie, lecz poprawki na temperaturę są prawdopodobnie nie zupełnie dobre.

Można byłoby wysunąć obawę, że spalanie rurki w stanie wiszącym nie jest podobne do spalania rurki w zapalniku podczas lotu pocisku. Naturalnie, warunki te nie są jednakowe. Absolutny czas spalania rurki nie będzie taki sam, jak czas spalania tej rurki w zapalniku podczas strzelania, jednak ogólny charakter zjawiska pozostaje w obydwóch wypadkach jednakowy, czego dowodem są strzelania gotowych zapalników: zawsze w zimie czas (naturalnie *poprawiony*) jest krótszy aniżeli w lecie. Zdawałoby się, że musimy oczekiwać odwrotnego stosunku.

Poniżej przytaczamy wyniki drugiej próby spalania jednej partji rurek przy różnej temperaurze, której rozpiętość była powiększona w porównaniu z przykładem poprzednim:

Temperatura	-6^0	$+16^0$	$+40^0$
Faktyczny czas spalenia	75.54	75.61	75.38
Czas sprowadzony do temperatury 15^0	74.88	75.65	77.25

Widzimy, że temperatura nie ma większego wpływu na czas spalania się rurki, oraz że po sprowadzeniu czasu spalania do temperatury 15^0 otrzymują się różne czasy spalania z rozpiętością ponad 2 sekundy!

Prawdopodobnie pochodzi to z tego powodu, że poprawki francuskie były przeprowadzone przy małych wahaniach temperatur, właściwych dla klimatu francuskiego i zachodzi pytanie, czy możemy je stosować do wahań temperatur naszych. Francuzi polecają przecież spalać rurki przy temperaturach tylko od 10^0 do 20^0.

Nie tylko jednak byłoby pożądanem sprawdzić wartość poprawek na temperaturę, wilgotność i ciśnienie, lecz wogóle zastanowić się nad wpływem dział z których strzelamy. Ciekawą ilustracją tego służy zjawisko następujące: jedne i te same zapalniki, będąc strzelane z różnych wzorów dział, mogą jeden raz odpowiadać wymaganiom, drugi raz — zupełnie im nie odpowiadać.

Z jednej partji rurek zrobione były zapalniki wz. 89 i wz. 13. Zapalniki te pod względem części czasowej są identyczne. Przy strzelaniu z armaty 105 mm na odległość 6400 metrów różnica pomiędzy czasem (poprawiony) spalania się zapalników a wymaganym była:

dla zapaln. wz. 89 prawie 0.

dla zapaln. wz. 13 prawie 0.

Czas spalenia, jak widzimy, był idealny. Partje, naturalnie, podlegały przyjęciu.

Te same zapalniki strzelane z haubicy 155 mm na odległość 8000 metr. dały różnicę pomiędzy czasem faktycznym (naturalnie poprawionym na wpływy atmosferyczne i inne) a czasem wymaganym:

dla zapaln. wz. 89 — 1.5 sek.

dla zapaln. wz. 13 — 0.69 sek.

Ponieważ różnica 1.5 sek. przekraczała dopuszczalną, przeto zapalniki wz. 89 podlegały zabrakowaniu. Gdyby te zapalniki można było poprawić pod względem czasu spalania, aby odpowiadały przy strzelaniu z hb. 155, to wtedy one mogłyby nie odpowiedzieć przy strzelaniu z armaty 105. Otrzymuje się błędne koło, w którem zdaje się wina leży nie w zapalnikach.*)

Na zakończenie byłoby pożytecznem zaznaczyć, że na czas spalania się zapalników, nie tak pod względem średniego czasu, jak pod względem wahania czasu spalania poszczególnych zapalników — wpływa głębokość dna spirali kadłuba zapalników.

Robiono taką próbę: wzięto kadłuby z najgłębszem dnem oraz z najpłytszem dnem spirali. Jedne i drugie były w granicach tolerancji. Wykonano zapalniki i na aparacie rotacyjnym spalono przy różnem skalowaniu.

Przy skalowaniu 6800 (popr. 18) otrzymano:

dla kadłubów płytkich — śr. czas spalania 23.15 sek.

dla kadłubów głębokich — śr. czas spalania 22.51 sek.

różnica czasu wywołana tylko głębokością spirali wynosiła 0.64 sek.

Przy skalowaniu 4400 (popr. 18):

dla kadłubów płytkich — śr. czas spalania 13.22 sek.

dla kadłubów głębokich — śr. czas spalania 12.56 sek.

Różnica była 0,66 sek.

Przykład ten świadczy, że wyrób kadłubów, nawet w granicach przyjętych tolerancyj, znacznie wpływa na rozrzut zapalników.

Z przytoczonego wyżej widzimy, że wyrób omawianych zapalników nie jest rzeczą prostą i wymaga nie tylko stałego nadzoru, kontroli i prób w czasie produkcji, lecz przedewszystkiem doświadczonego personelu, pracującego przez szereg lat i posiadającego to, czego żadna teorja nie da, a mianowicie — *długoletnie doświadczenie.*

---

*) Zapewne ma tu wpływ szybkość lotu pocisku i wywierane wobec tego ciśnienie (Przyp. Red.).